AGENDA DUNOD

MINES

QUAI DES GRANDS AUGUSTINS 49 - PARIS


EX LIBRIS
Holtz
MAX SUTER

EXPLOITATION DES MINES MÉTALLIQUES, méthodes d'extraction des minerais, par Crane, traduit et augmenté par Bordeaux. In-8° 16 × 25 de VIII-182 pages, avec 65 figures. Broché, 9 fr. ; cartonné .... 10 fr. 50

Méthode de soutènement : Piliers de minerai ou de stérile ; bois de soutènement ; chandelles et buttes ; fagotages ; piles rectangulaires ; remblayages de minerai ou de stérile ; soutènement indirect. Méthodes d'abatage. Gradins renversés et droits ; abatage combiné ; breast stoping ou attaque de front ; abatage latéral ; abatage en long ; resuing ou attaque par le mur. Méthodes de manutention du minerai au chantier. Exploitation des gîtes stratifiés au moyen de chandelles. Exploitation de veines minérales au moyen de buttes. Exploitation de veines minérales au moyen de piles rectangulaires. Exploitation de veines métallifères par le remblayage. Exploitation des gîtes sédimentaires par foudroyage. Méthodes d'exploitation par *shrinkage* ou décrochements. Exploitation par piles rectangulaires. Méthode de remblayage. Méthodes de foudroyage. Travaux de surface à la main. Exploitation à la surface par transporteurs à racloirs. Exploitation par la pelle à vapeur, etc. Méthode dite *milling*, ou d'écrasement. Prix de revient de l'abatage. Coût de l'abatage en diverses localités. Coût du soutènement dans les chantiers. — *Exploitation avec le remblayage hydraulique.* Installations et méthodes d'abatage correspondantes. Prix de revient du remblayage hydraulique.

GUIDE PRATIQUE DE LA PROSPECTION DES MINES ET DE LEUR MISE EN VALEUR, par Lecomte-Denis, 3e édit. In-8° 16 × 25 de XVI-628 p., avec 331 fig. Br , 25 fr. ; cart... 26 fr 50

Préliminaire d'une prospection. Prospection. Caractères distinctifs des différentes formations géologiques éruptives et des formations géologiques sédimentaires. Charbon (houille, anthracite, lignite, tourbe). Hydrocarbures (pétrole, bitume, asphalte). L'ardoise. Phosphates. Aluminium. Fer. Manganèse. Nickel. Chrome. Cobalt. Étain. Tungstène. Antimoine. Arsenic. Cuivre. Zinc. Plomb. Mercure. Argent. Or. Platine. Travaux de recherches et de mise en valeurs. Rapport de mission. Achat et vente des mines et minerais. Organisation financière et lancement d'une affaire minière. Décrets et règlements miniers. Tableaux.

COMMENT ON CRÉE UNE MINE, par Lecomte-Denis. 2e édition. In-16 12 × 18 de 226 pages .... 4 fr. 50

Une mine ! Qu'est-ce qu'un gîte métallifère ? Comment se présentent les minerais. La genèse d'une mine. Comment on obtient un permis de recherches. Prospection minière. Étude complète d'un gisement minier. Organisation et lancement d'une affaire minière. Les grandes mines. Les mines d'argent et d'or.

Majoration temporaire de 10 0/0 en sus.

MINES

MINES

Max Suter.

PROSPECTION ET EXPLOITATION
PRÉPARATION MÉCANIQUE

PAR

J. ROUX-BRAHIC
Ingénieur civil des Mines
Chef des Sondages et des Études géologiques
du Canal de Panama

A L'USAGE DES

**Ingénieurs, Contrôleurs des Mines,
Prospecteurs, Maîtres-mineurs,
Exploitants de mines et de carrières, etc.**

37e édition complètement remaniée et mise à jour

PARIS
H. DUNOD ET E. PINAT, ÉDITEURS
47 ET 49, QUAI DES GRANDS-AUGUSTINS, 47 ET 49

AVERTISSEMENT

Par sa longueur imprévue, la Grande Guerre a permis à la pensée publique de se porter sur un certain nombre de questions touchant à l'avenir économique de notre Pays et, en particulier, sur ses ressources minières.

C'est ainsi qu'il est journellement question, dans les journaux et les revues, des mines du bassin de Briey, des houillères de la Sarre, de ce singulier gîte de potasse, aux environs de Mulhouse, capable de détourner, à son profit, cette fameuse industrie chimique allemande accrochée jusqu'ici à l'unique gisement potassique de Strassfurt. Mais on parle, tout autant, des mines diverses de notre Plateau Central, de celles de la Normandie, de l'Anjou, des Cévennes, des Pyrénées, des Alpes et de nos grandes colonies.

Aussi, ne semble-t-il plus téméraire de supposer que les capitalistes et les banquiers accorderont, désormais, une attention, moins distraite qu'avant la guerre, aux participations dans les affaires de mine. Un nombreux public, qui dédaignait les mines, semble devoir y porter, maintenant, plus d'*intérêt*. Cela étant, ne convenait-il pas de présenter, sous une forme succincte, quoique complète, un aperçu de ce qu'il importe de connaître pour *apprendre à lire* un rapport d'ingénieur; pour être à même de contrôler les déductions de ces techniciens ; pour apprécier les arguments mis en relief par les prospecteurs ou les promoteurs d'une affaire minière?

C'est ce que nous avons pensé faire en donnant à l'*Agenda Mines* que les éditeurs Dunod et Pinat publient depuis trente-huit ans, une tournure nouvelle susceptible de satisfaire ce besoin urgent né de la tourmente actuelle qui bouleversera le monde.

Par ailleurs, et en même temps, nous avons résumé tout *le savoir* de l'ingénieur d'une mine; en le lui offrant suivant un ordre et un plan tout nouveau.

Nous nous sommes guidés, pour exposer ces connaissances techniques, sur des considérations particulières qui découlent du fait que dans la *mine moderne* tous les services y ont été rénovés par l'adaptation d'engins mécaniques à leur fonctionnement et principalement par l'*envahissement* de l'énergie électrique dans tous ses organes.

En présence de cette transformation radicale, qui met tous les services d'une mine à la merci de la circulation de l'énergie qui passe et s'offre, sous une forme appropriée à tous les besoins, il convenait de faire une place tout à fait à part aux installations des *groupes électrogènes* et à la description des engins de mines *maniés par des électromoteurs.*

Nous avons insisté, tout le long de cet ouvrage, sur les *études comparatives* entre les divers systèmes d'outils, d'engins, de procédés ou de méthodes. N'est-ce pas le plus rapide et le meilleur moyen de dicter un choix suivant les circonstances envisagées?

C'est le plus souvent sous la forme de tableaux que nous avons groupé les éléments de nos études descriptives ou comparatives. Ces tableaux permettent d'apprécier, d'un rapide coup d'œil, les rapprochements et les divergences, l'enchaînement et la distinction caractéristique qui différencient entre eux les éléments formant un groupe circonscrit : roches, terrains, engins, machines, appareils, etc. Les tableaux synoptiques, si nombreux dans ce petit livre, constituent le mode d'exposition le plus clair, le plus mnémotechnique surtout et le plus adéquat, par conséquent, à un *répertoire complet* mais *abrégé* tel que cet agenda veut l'être.

En plus des questions électro-techniques auxquelles nous avons fait une large place, il convient de signaler l'importance que nous avons donnée au *bagage de connaissances indispensables aux prospecteurs de pays neufs.* Le prospecteur ne va-t-il pas devenir l'homme du jour! Or, le rangement des gîtes miniers en familles telles que nous les avons empruntées à notre *Traité des gîtes minéraux*, et dans les-

quelles certains métaux se trouvent en groupe, en quelque sorte comme apparentés et associés ; le rattachement de ces groupes à certaines roches éruptives singulières distinctes, dominantes dans certaines régions ; la localisation des minéraux divers à des niveaux différents d'un filon vertical *théoriquement complet*, et les considérations qui découlent du degré de son abrasement ou de son usure dans la région envisagée ; tout cet ensemble de faits jette un jour nouveau sur le problème, autrefois si obscur, de la prospection. On peut dire que ces notions nouvelles, bien comprises et bien observées par l'ingénieur qui en a pénétré le sens et la portée, ont contribué à donner aux recherches des prospecteurs plus de sûreté ; à affranchir la prospection minière d'un empirisme déconcertant qui, pour certains financiers trop timorés ou simplement prudents, passait pour confiner aux devinettes de simple hasard.

Nous avons donc groupé l'ensemble des notions générales intéressant la prospection, dans le chapitre intitulé : *Préceptes de la prospection minière.*

Nous avons mis également beaucoup de soin à rédiger ce qui concerne la *Préparation mécanique des minerais.*

Trop longtemps nos confrères français, se sont laissés manifestement hynoptiser par une sorte de privilège accordé aux maisons allemandes construisant des appareils de préparation mécanique. Aussi, combien sommes-nous arriérés sur le continent et distancés par les ingénieurs australiens et américains ! Il faut pourtant en excepter la Sardaigne qui, grâce aux efforts de l'ingénieur et habile chercheur Ferraris, a su se mettre à part du continent resté retardataire. Il suffit de parcourir le *Traité de préparation mécanique* qui forme le second volume de notre *Technologie des minerais complexes*, ouvrage auquel nous avons fait de nombreux emprunts pour rédiger cet agenda, si on veut apprécier à quel point notre engouement immodéré à copier les allemands nous a contraints à piétiner sur place, tandis que nos confrères du Nouveau Monde ou de la Nouvelles Galles du Sud réalisaient des progrès surprenants. C'est ainsi que la région des mines de Broken Hill, situées dans cette partie de l'Australie, a vu surgir, ces temps derniers, de si belles et si puissantes ins-

tallations de préparation mécanique si particulièrement originales.

Il n'est pas jusqu'au Japon qui ne nous ait grandement distancés et l'auteur de ces lignes a pu constater l'emploi des méthodes et des procédés américains dans les belles mines d'étain des Indes Malaises.

La rédaction de cet important chapitre de la préparation mécanique pourra surprendre beaucoup de nos confrères par certaines vues qui apparaîtront peut-être trop révolutionnaires à ceux qui n'ont pas, comme nous, dirigé leur activité vers les prospections lointaines et l'étude des affaires neuves avec le constant souci d'utiliser les plus récents perfectionnements sanctionnés déjà, cela va sans dire, par une pratique minutieusement contrôlée.

Sans être un livre d'avant-garde, l'abrégé que nous présentons, aux quasi-profanes comme aux initiés, est un petit traité très documenté dans sa brièveté mais tout à fait de son temps. Nous en avons élagué tout ce qui est décidément devenu archaïque dans l'exploitation des mines.

Après avoir mis à jour le répertoire des lois et circulaires concernant l'administration et la gestion des mines ; rappelé les principes observés dans les services techniques et financiers des sociétés minières, nous avons donné quelque développement aux questions ouvrières touchant : l'établissement des salaires ; les essais de participation des employés et ouvriers aux bénéficss tentés dans plusieurs grandes compagnies houillères ; enfin, diverses réalisations de prévoyance sociale à recommander par leurs résultats encourageants.

Une originalité, qui est encore une conséquence des temps que nous vivons, consiste dans le chapitre que nous avons intitulé : *Marché des minerais et métaux usuels.* Car nous pensons que la Grande Guerre modifiera et bouleversera les places et les conditious des anciens marchés de minerais. Et nous donnons, en prévision de cette transformation immanente, un ensemble de la situation du marché mondial des minerais tel qu'on pouvait l'établir au cours de l'année fatale : 1914. Ce chapitre a pour but de fournir aux ingénieurs, mais surtout aux administrateurs de mines, une documentation qui leur permettra de suivre les fluctuations et les ten-

dances nouvelles en regard de nos schémas qui fixent, en quelque sorte, le point de départ de l'ère future.

Les Economistes et les Financiers y trouveront matière à disserter et à méditer. C'est qu'en effet, des solutions qui seront adoptées, touchant ces questions primordiales, dépendront, à n'en pas douter, une des parts les plus importantes de la richesse de la France et de ses colonies.

Dans ce chapitre, on trouvera la nomenclature complète des sociétés qui, dans le monde, se partageaient la fourniture du cuivre, du plomb, du zinc et de l'étain consommés partout; leur production respective pendant dix ans d'avant-guerre; le cours de leurs actions; les dividendes qu'elles ont distribués; etc.

Quelques données de statistiques terminent cet agenda. Diverses questions qui ne méritent pas d'être mentionnées à part, et dont on trouvera l'énoncé dans la table analytique des matières, complètent cet opuscule, d'environ 400 pages.

J. Roux-Brahic,
Ingénieur-Conseil.

TABLE DES MATIÈRES

I. — Préceptes généraux de la prospection minière.

3. — Notions de stratigraphie et de paléontologie.

EXPLOITATION DES MINES

II. — Les machines de mines.

1. — Production de l'électricité.

Machines d'extraction.

Machines d'aérage. — Ventilateurs.

Machines d'exhaure.

Machines de traction.

I. — Traction souterraine.

II. — Traction aérienne.

Outillage.

Outils pour l'abatage.

Outils pour la perforation des trous de mine.

Appareils assurant le service de l'extraction.

Appareils de traction souterraine.

Circulation des ouvriers.

Appareils portatifs d'éclairage.

Aménagement d'une mine et méthodes d'exploitation.

Charge et tirage des trous de mines.

Données concernant les galeries de mine et leur percement.

Des explosifs.

Des sondages.

Fonçage des puits.

Transport à travers les galeries.

Méthodes d'exploitation.

Atmosphère des mines.

Préparation mécanique des minerais et des charbons.

Consistance et composition d'un atelier complet comprenant :

Cribles.

Nomenclature des tables.

Séparateurs électro-magnétiques.

Séparateurs électro-statiques.

Séparateurs par flottage.

Triage et lavage des charbons.

Marchés des métaux usuels.

Plomb et argent.

Zinc.

Cuivre.

Étain.

Administration.

Organisation du travail dans les mines.

Législation industrielle.

INDEX ALPHABÉTIQUE

TABLES ET FORMULES USUELLES

Extrait du catalogue de la librairie Dunod et Pinat.

MINES

I. — NOTIONS GÉNÉRALES INTÉRESSANT LA PROSPECTION. — PRÉCEPTES

Certaines substances pierreuses (*minerais*) dont on est parvenu à retirer un produit *utile* résident dans des *parages* particuliers du sol (*gîtes miniers*).

Rechercher ces parages (*prospection*); en determiner l'importance (*évaluation et délimitation du gîte*); extraire le minerai de son gisement (*exploïtation de la mine*); transformer le produit brut extrait en produit marchand (*préparation mécanique*); vendre avec profit le produit *fini* (*marché des minerais*), telles sont les questions que se posent l'ingénieur et l'administrateur de toute affaire minière.

Il est facile de définir plus explicitement chacun des termes mis, par nous, entre parenthèses. On appelle :

Minerai : les substances pierreuses dont l'industrie peut retirer un produit utile; généralement un métal. Certaines substances inorganiques, non pierreuses, sont susceptibles de rendre un produit utile (Voir le chapitre : *Extension de la notion de minerai*, dans le 1er volume de *Technologie des minerais complexes*, par Roux-Brahic; Dunod et Pinat, éditeurs);

Gîte métallifère : parages du sol dans lesquels sont localisés (en couches, amas, filons, etc.), des minerais. Quelques minerais se trouvent en inclusion, à l'état sporadique, dans certaines roches éruptives (*dykes*) ou dans certaines roches cristallophylliennes (granulites à cassitérite, syénites éléolithyques, etc.);

Exploitation des mines: mise en valeur d'un gisement ou aménagement général en vue d'assurer les services suivants : séparer le minerai des substances pierreuses qui le renferment (*abatage*); multiplier les chantiers d'abatage, les distribuer et les coordonner de manière à accroître leur rendement (*méthode d'exploitation*) tout en assurant leur sécurité (*soutènement* et *remblayage*) et leurs conditions hygiéniques (*assèchement*, *éclairage*, *ventilation*, etc.); amener les produits du chantier d'abatage au jour (*roulage souterrain*, *extraction*, *triage*, *mise en tas*, etc.); transformer les produits bruts (*tout-venant*)

en produits finis marchands (*préparation mécanique*); rechercher le meilleur parti à tirer de la vente du produit (*marché du minerai et des métaux*), afin d'assurer la rémunération équitable du capital tout en se préoccupant du bien-être matériel et moral du personnel et des ouvriers (*salaires*, *contrat de travail*, *actions de travail*, *participation aux profits*, *logements ouvriers*, *coopératives*, *syndicats*, *écoles*, *églises*, *hôpitaux*, etc.).

Par ce résumé des questions diverses qu'un administrateur et un ingénieur des mines sont appelés à résoudre, on mesure l'étendue des connaissances qu'elles exigent, et aussi, en quelle considération la nation et les pouvoirs publics doivent tenir ces hommes qui assurent au pays une des plus importantes sources de sa prospérité et la bonne entente dans son plus puissant organisme industriel. De toutes les lois sociales et de toutes les institutions ouvrières, celles qui concernent les mineurs ont devancé et provoqué toutes les autres. Les titres d'ingénieur et de maître-mineur peuvent donc être portés avec fierté. Nulle profession n'est plus à même que celle-là d'assurer le contact et l'harmonie entre les divers éléments sociaux; car, dans la mine plus qu'ailleurs, que peut la tête qui conçoit sans le bras qui exécute, et parmi les dirigeants de cette masse ouvrière, qui ne préférerait la gloire de Davy à celle de James Watt?

DISPOSITION DES ÉLÉMENTS MINÉRAUX DANS LE SOL

Les géologues admettent généralement que le géoïde terrestre est composé de trois parties : la thermosphère, la lithosphère et l'atmosphère.

La thermosphère, soumise au refroidissement planétaire, s'est recouverte originairement d'une pellicule solide écailleuse qui a séparé définitivement l'atmosphère de la masse nucléaire probablement encore en ignition.

A peine cette croûte était-elle consistante que les éléments volatils, désormais privés de toute communication avec le foyer de chaleur qui les maintenait à l'état gazeux, ont dû commencer à se condenser sur ce substratum composé principalement de *gneiss* et *micaschistes*.

Dès que l'enveloppe écailleuse a pris une certaine consistance pâteuse, les parties les plus légères de la masse fondue, celles que leur poids spécifique obligeait à venir à la surface et qui étaient précisément composées des silicates les plus réfractaires, ont formé une écume siliceuse dans laquelle s'est enrobée une série de minerais qui ont formé ce que nous appellerons les *gîtes d'inclusions* à l'état sporadique dans les gneiss et les micaschistes.

Sur ces gneiss et micaschistes se sont déposées les diverses assises sédimentaires d'après un processus dont l'étude et la description font l'objet d'une science particulière : *la stratigraphie*.

Sous l'effet de contraction de la masse nucléaire sous-jacente, dû à son refroidissement graduel, la croûte terrestre a été soumise à des efforts de compression, de plissements et de torsion qui ont provoqué les *surrections montagneuses*, les *plis anticlinaux* et *synclinaux*, les *recouvrements* et *charriages*, les *fractures*, etc., phénomènes dont l'étude fait l'objet d'une science récente : la *tectonique*.

Les fractures béantes, le décollement et l'entrebaillement des masses pierreuses ; tous les vides, en un mot, résultant de l'accidentation des assises rocheuses, ont été remplis de substances étranges, d'apparence très singulière, qui sont en général des matières dont l'homme retire un élément utile et qui, par définition, sont des minerais.

Dans les fentes entr'ouvertes de l'écorce terrestre, les *roches éruptives* se sont insinuées, injectées et figées : elles se présentent aujourd'hui sous forme de plaques gigantesques connues sous le nom de *dyke* quand elles affleurent au jour et de *laccolithes* quand elles sont localisées en profondeur.

Les roches éruptives ont apporté les substances minérales qui leur étaient incorporées et dont elles se sont libérées par « rochage ».

Elles paraissent être la source des gîtes métallifères. Certains de ces gîtes résident au sein même de la roche (gîtes d'inclusions à l'état sporadique), d'autres sont au contact immédiat de la roche (gîtes d'excrétion périphérique) et comme incrustés à la roche ; la plupart sont localisés dans des fractures ou dans des vides préexistants (gîtes filoniens, amas, etc.).

Il ne serait venu à l'idée de personne d'attribuer la formation des dépôts minéraux à un emprunt prélevé sur les éléments contenus dans les roches si, d'une part, on n'avait constaté que ces roches retiennent encore des éléments métalliques dont elles ne sont pas entièrement dépouillées, et, d'autre part, si nous ne constations, tous les jours, l'énorme dégagement de vapeurs métallifères qui s'échappent des laves vomies, sous nos yeux, par les volcans en éruption.

Les dykes et laccolithes, en se refroidissant, ont émis des torrents de vapeurs métallifères aqueuses ; vapeurs composées d'éléments très différents suivant l'étape ou degré du refroidissement. Par analogie avec les émanations des laves volcaniques actuelles, on peut établir la localisation des gîtes minéraux en des endroits très particuliers.

La zone immédiatement au-dessous de l'écorce silicatée peut être supposée renfermer les métalloïdes minéralisateurs : chlore, soufre, phosphore et leurs homologues plus rares : sélénium, tellure, fluor et bore.

Ces minéralisateurs ont joué, en effet, un grand rôle dans la cristallisation de toutes les roches silicatées acides, et ils se retrouvent dans les émanations qui s'échappent des roches éruptives, émanations qui ont donné naissance aux substances minérales.

Roches éruptives. — Toutes les roches éruptives que l'on regardait jusqu'ici comme distinctes ne sont, en définitive, que des roches dérivant les unes des autres.

Une masse éruptive, poussée des profondeurs dans une fente ou dans un boyau, se modifie progressivement de bas en haut et semble donner successivement toute la gamme des espèces dont on s'est plu à multiplier le nombre; si bien qu'une nomenclature complète dépasse ce qu'une mémoire humaine peut retenir. Cet imbroglio met certains prospecteurs dans un embarras considérable, tandis qu'il permet à d'autres de faire parade d'un savoir éminent en mettant à leur service une foule de noms très curieux dont s'émaillent leurs rapports techniques, noms dont l'étrangeté jette les lecteurs dans des perplexités admiratives qui les empêchent souvent d'achever l'examen de pages jugées par trop savantes.

Et pourtant la ressemblance chimique des espèces de roches éruptives permet au prospecteur de n'en considérer que quelques types particuliers dont la connaissance suffit amplement pour rendre très bien compte du lien qui subordonne tel gîte donné à la roche éruptive qui l'a engendré.

Il semble démontré, actuellement, que dans l'ensemble d'une poussée éruptive injectée à travers une fissure du sol, et figée par refroidissement lent, il se réalise une liquation qui concentre et localise, à d'inégales hauteurs, les diverses espèces.

Il ne serait plus opportun de parler aujourd'hui d'une série éruptive ancienne et d'une série moderne; la série réputée ancienne représente simplement lès parties profondes, et la série moderne, les portions superficielles des colonnes laviques.

Un dyke offre une composition variable dans le sens de sa hauteur.

Cette variation dans le sens vertical se présente aussi dans les filons. La plupart des dykes et des filons ont été décapités, démantelés, rabotés par l'érosion progressive et incessante due aux divers agents géologiques d'intempérisme, de destruction et de transport.

A la base d'un dyke tendent à s'assembler les minéraux les moins fusibles, ceux qui exigent le plus de chaleur pour subsister à l'état pâteux ; tels sont le quartz et l'orthose, dans le granite et la diorite ; le pyroxène, dans les diabases ; vers le haut, se présentent surtout les roches basiques à labrador et anorthite.

Entre les roches acides du bas et les roches basiques du haut se logent tous les termes intermédiaires : roches plus ou moins neutres.

La série se complète et se termine par les roches vitreuses (obsidienne), dont la composition diffère peu de celle du feldspath.

Ce que nous voyons le plus souvent à la place d'un dyke originaire complet n'en est que les ruines ou les restes respectés par les agents de destruction et de démantèlement. Pareille observation devra être faite au sujet des filons.

L'intrusion des dykes ou des laccolithes n'a pas été sans produire des effets d'échanges chimiques réciproques entre la roche injectée et la roche encaissante.

Il en est résulté des *roches métamorphiques*.

Toutes les masses pierreuses qui composent la lithosphère appartiennent à l'une des deux catégories de roches : « endogènes » ou « exogènes ».

Les roches endogènes résultent, soit de la solidification périphérique du géoïde pâteux ou fluide (gneiss, micaschistes, amphibolites, etc.), soit des matériaux de ce noyau interne injectés à travers les crevasses de l'écorce solide (dykes, laccolithes, etc.), soit encore d'épanchements superficiels (laves, nappes basaltiques, etc.). Les roches exogènes proviennent des roches endogènes modifiées et transformées sous l'influence des agents de l'intempérisme ou des organismes vivants.

LES ROCHES ENDOGÈNES provenant de la masse pâteuse sont ou :

- *Éruptives*, c'est-à-dire issues de l'intérieur et injectées (dykes ou laccolithes) ou épanchées au dehors (laves, basaltes, trapps).
  - Acides.
  - Neutres.
  - Basiques.
  - Se présentent chacune sous trois aspects.
    - Granitoïde.
    - Porphyroïde.
    - Vitreux.
- *Cristallophylliennes*, c'est-à-dire formées par solidification superficielle. Elles constituent les terrains paléozoïques, archéens, où se rencontrent :
  - Gneiss.
  - Micaschistes.
  - Leptynites.
  - Pyroxénites.
  - Cipolins.
  - Pétrosilex.
  - Quartzites.
  - Phyllades.

ROCHES EXOGÈNES dont l'origine a trois causes. Elles dérivent en effet ou d'une

- Action mécanique : débris arrachés par les eaux ou roches détritiques.
  - Arénacées.
    - *Meubles* : Sables, graviers.
    - *Agglomérés* : Conglomérats, grès, arkoses, poudingues.
  - Argileuses
    - Argiles.
    - Lœss.
- Action chimique : roches de dépôts chimiques.
  - Gypse, sel gemme.
  - Geysérite, tufs, travertins.
- Activité actuelle ou passée d'êtres organisés, dépôts organiques.
  - Calcaires.
    - Marbre.
    - Craie.
  - Combustibles.
  - Coprolithes, guano.

A propos du tableau où nous donnons, sous une forme concise, les roches les plus communes rangées par catégories, il importe de faire remarquer que, pour beaucoup de régions, il est permis de supposer que les roches cristallophylliennes, surtout les gneiss et les micaschistes, sont d'anciens sédiments amorphes transformés et rendus cristallins par métamorphisme ou, plus souvent, par dynamo-métamorphisme.

Texture des roches. — Les roches endogènes sont très variées d'aspect. Comme elles résultent de la solidification d'une masse pâteuse, les conditions physiques dans lesquelles s'est effectuée cette solidification ont imposé aux minéraux, entrant dans la composition élémentaire de la roche, un agencement spécial.

Ces minéraux peuvent adopter l'état cristallisé ou l'état amorphe, et de leur agencement résulte la « texture ». Toute roche dans laquelle les éléments minéraux constituants y sont tous à l'état cristallin prendra l'aspect « holocristallin » avec les types de texture granitoïde.

La texture *granitoïde* est celle d'une roche formée d'un agrégat de cristaux analogues.

La texture *porphyroïde* est celle qu'offre une roche dont certains éléments cristallisés sont disséminés et inclus dans une pâte amorphe.

La texture *vitreuse* est celle des roches dont tous les éléments sont à l'état amorphe. Le type lithologique vitreux le plus abondant est l'obsidienne.

Le type vacuolaire appartient à la « pierre ponce », qui est essentiellement bulleuse, et par conséquent si légère qu'elle flotte parfois sur l'eau.

Classification des roches. — L'élément le plus répandu dans les roches est la silice, à l'état libre ou combiné.

Une roche endogène est *acide* quand elle contient plus de silice qu'il convient aux silicates acides, soit 65 à 69 0/0 ; une roche *basique* en contient 40 à 55 et une roche *neutre* 55 à 65 0/0.

Les roches acides renferment une proportion telle de silice et de bases que ces dernières, après leur saturation, laissent un excès de quartz libre, en grains plus ou moins volumineux ; l'orthose, l'albite, la sanidine, le microcline les caractérisent ; le granite, la granulite, sont les types principaux de ce genre.

Les roches neutres renferment une proportion telle de silice et de bases que la saturation est à peu près exacte : l'oligoclase est leur feldspath essentiel, par exemple dans l'andésite et la dacite de l'Esterel, qui sont des types de l'espèce.

Enfin, dans les roches basiques, la quantité de silice est insuffisante pour réaliser la saturation complète de toutes les bases et on y rencontre des protosilicates tels que le péridot ou olivine avec labrador et anorthite comme feldspaths principaux, par exemple dans les basaltes.

Dans les roches acides, les silicates essentiels sont les feldspaths et les micas.

Les silicates accessoires nous intéressent, parce que c'est parmi eux

que nous trouverons des minerais utiles. C'est ainsi que les silicates accessoires qui habitent les granites, granulites et gneiss, sont : la cordiérite et le sphène avec oligiste, la cassitérite, le wolfram, l'ilménite, etc.

Les silicates accessoires qui habitent les pegmatites sont : la tourmaline, la topaze, les béryls et bon nombre de pierres précieuses.

Les syénites zirconiennes ou éléolithiques appellent surtout notre attention à cause des *terres rares* qu'elles contiennent.

Les silicates essentiels des roches basiques sont les pyroxènes, les amphiboles et les péridots.

C'est parmi les roches basiques que nous rencontrons ces roches amygdaloïdes curieuses dont les amygdales contiennent les zéolithes sodiques, calciques, sodico-calciques, calcico-potassiques et barytiques.

Nomenclature des roches éruptives. — Ce n'est que récemment, vers 1870, que l'étude micrographique des roches, en lames minces et à l'aide de la lumière polarisée, a permis de définir rationnellement les divers types de roches éruptives.

Michel Lévy est parvenu à formuler les énoncés suivants, d'une grande portée pratique :

1° Toutes les roches éruptives sont une combinaison de deux scories, l'une acide, l'autre basique, avec l'aide d'éléments actifs : chlore, soufre, phosphore, bore, qui, en se combinant avec la scorie acide, l'aident à dissoudre la scorie basique ;

2° La proportion de magnésie est tout à fait caractéristique de la quantité de scorie ferro-magnésienne entrant dans la composition définitive de la roche, c'est-à-dire de sa basicité.

La magnésie tend vers zéro quand la silice augmente, c'est-à-dire quand l'acidité s'accroît ;

3° Quand on considère uue famille de roches homogène, tout se passe comme si, à un magma ferro-magnésien, venait s'ajouter, par apports successifs, une quantité d'abord rapidement croissante d'alcalis, d'alumine et de silice ; puis, une fois la saturation de la potasse, de la soude et de l'alumine atteinte, la silice croît et semble remplacer le magma ferro-magnésien.

Ces magma sont l'un et l'autre susceptibles de grandes variations de composition : dans le magma alcalin, par exemple, la proportion de silice passe de 51 à 100 0/0.

La structure d'une roche est une conséquence de son mode de formation, c'est-à-dire de la façon dont la consolidation s'y est opérée.

Or, la plupart des roches éruptives se sont formées en plusieurs temps. Dans le cas le plus compliqué, on a pu constater quatre stades principaux de la consolidation.

Rattachement des gîtes miniers aux roches éruptives. — Il existe une classe importante de métaux qui ne quittent pas certaines roches et qu'on ne rencontre qu'enrobés et incorporés dans leur pâte. Mais tous, y compris ceux qu'on ne retrouve plus guère qu'en propor-

I. Minéraux primordiaux des roches endogènes.

ÉLÉMENTS BLANCS (ALCALINO-TERREUX)			ÉLÉMENTS COLORÉS (FERRO-MAGNÉSIUM)		
	Essentiels	Accessoires		Essentiels	Accessoires
	1. Quartz.	11. Topaze.		19. Micas noirs.	24. Tourmaline.
	2. Micas blancs.	12. Émeraude.	SILI-CATES	20. Pyroxènes.	25. Grenats.
FELDSPATHS	3. Orthose.	13. Apatite.		21. Amphiboles.	26. Zircon.
	4. Microline.	14. Sphène.		22. Hypersthénie.	27. Spinelles.
	5. Albite.	15. Cordierite.		23. Péridots.	
	6. Oligoclase.	16. Wernerite.	SPI-NELLES		28. Fer chromé.
	7. Labrador.	17. Melilite.			29. Fer oxydulé.
	8. Anorthite.	18. Haüyne et Noséane.			30. Fer oligiste.
	9. Nepheline.				31. Fer titané.
	10. Leucite.				

II. Minéraux secondaires.

IMMÉDIATS		MÉDIATS	
32. Calcèdoine.	37. Chlorite.	41. Andalousite.	46. Graphite.
33. Opale.	38. Bastite.	42. Disthène.	47. Wollastonite.
34. Tridymite.	39. Serpentine.	43. Staurotide.	48. Zéolite.
35. Épidote.	40. Sodalite.	44. Corindon.	49. Calcite et Aragonite.
36. Talc.		45. Diamant.	

Roches acides, dans lesquelles on aperçoit des cristaux de quartz et où l'élément essentiel dominant est l'orthose.

TEXTURE	ÉLÉMENTS ESSENTIELS		APPELLATIONS (SYNONYMES ENTRE PARENTHÈSES)
Holocristalline (granitoïde). Ces roches se présentent en massifs étendus.	Orthose dominant.	Mica noir	Granite.
		Mica blanc	Granulite (granite à étain).
		Mica blanc accidentel et concentré en lamelles superposées............	Pegmatite.
		Mica noir altéré devenu chlorite (verte)	Protogine.
	ÉLÉMENTS ESSENTIELS DE LA PATE ± AMORPHE	ÉLÉMENTS ESSENTIELS EN CRISTAUX OU EN SPHÉROLITHES	
Hypocristalline (porphyroïde). Ces roches ne se présentent qu'en dykes.	Pâte granulitique rouge, brune ou grise d'orthose, de quartz et mica blanc. Microgranulites (M. Lévy) (porphyres quartzifères, granophyres de Lapparent.)	Quartz et mica noir................	Elvan.
		Orthose en gros cristaux...........	Granitophyres (porphyres granitoïdes de Gruner).
		Quartz et orthose	Granulophyres.
	Pâte ornée de sphérolithes, c'est-à-dire de matière cristalline réunie en globules qu'interrompent des zones concentriques de matière amorphe : felsophyres.	Sphérolithes de quartz et calcédoine..	Eurites (porphyres globulaires, sphérophyres de Lapparent).
		Gros sphérolithes calcédonieux offrant une disposition radiale et concentrique par zone d'accroissement....	Pyromérides.
		Sphérolithes à croix noire avec petits cristaux d'oxyde de fer et cristaux de quartz, mica noir, orthose à reflets bleuâtres................	Porphyres pétrosiliceux.
	Pâte dure au toucher, c'est-à-dire trachytique avec nombreux sphérolithes.	Très nombreux sphérolithes de sanidine (variété d'orthose) et de quartz.	Rhyolithes.
Vitreuse. Ces roches se présentent en coulées.	Ce sont des verres naturels à éclat résineux, à cassure conchoïdale, dont la couleur varie du vert olive au brun foncé, dont la pâte est parfois riche en cristallites, mais toujours ± parsemée de cristaux apparents.		Résinites (perlites). Obsidiennes (acides) (liparobsidiennes). Ponces (acides) (liparoponces).

Roches neutres.

	ÉLÉMENTS ESSENTIELS		APPELLATIONS	
Holocristalline.	Orthose (microcline, albite) et mica (biotite).		Granite sans quartz : Syénite dite :	Syénite amphibolique. Ortholite ou Minette (Vosges). Vogésite (Vosges). Foyaïte (du Portugal). Miascite (Oural). Distroïte (Transylvanie). Syénite zirconienne (Norwége). id. Éléolithique.
	Plagioclase et mica (magnésien).		Kersanton.	
Hypocristalline. a) Pâte exclusivement cristalline, groupe porphyritique.	DE LA PATE	GROS CRISTAUX (sphérolithes)		
	Oligoclase.	Quartz pyramidé. Andésine. Pyroxène. Mica noir. Plagioclase.	Dacites.	A amphiboles. A pyroxène.
	Orthose.	Orthose. ± Quartz.	Orthophyres (porphyres syénitiques).	A silice libre, porphyres bruns des Vosges et du Morvan. Norwégiens (Rhombenporphyres de Rosenbueh). Tyroliens.
	Plagioclase avec pyroxène ou amphibole.	Plagioclase. Pyroxène. Amphibole. ± Quartz.	Porphyrites.	Rouge antique (Djebel-Dokhan, Égypte). Micacée.

Hypocristalline. *b)* Pâte pourvue abondamment de matière amorphe. Groupe trachytique.	Grise, rude, caverneuse dont les vides contiennent parfois de magnifiques cristaux.	Gros cristaux de sanidine (var. d'orthose à éclat vitreux), petits cristaux. Plagioclase. Pyroxène. Hornblende. ± Mica (noir).	Trachytes.	A topaze (Mexique). A tridymite. Domite (Puy-de-Dôme).
	Plagioclase dominant : Andésite (qui est un oligoclase altéré, riche en inclusions vitreuses) et augite.	Pyroxène. Mica (biotite). Amphibole.	Andésites.	A amphibole et mica (Mont-Dore, Andes). Sans mica, ni amphibole à pyroxène : Augite. Enstatite ou hyperoxène. Brogite. Haüyne.
	Néphéline (éléolite) avec : Augite. Orthose. ± Oligoclase.	Sanidine. Hornblende. Augite.	Phonolithes à teintes verdâtres. Trachytes éléolithiques.	A néphéline (Mont-Dore). A leucite (environs de Rome).
Vitreuse.	Roches vitreuses correspondant respectivement aux trois espèces de roches hypocristallines à pâte fluidale (genre obsidienne) ou à pâte vacuolaire parfois très poreuses (genre ponces). On n'y trouve jamais de quartz, mais seulement de la sanidine dans une pâte amorphe de microlithes pyroxéniques.		Hyalotrachytiques Hyaloandésites. Hyalophonolites.	

Roches basiques sans quartz.

TEXTURE	ÉLÉMENTS ESSENTIELS		APPELLATIONS	
	FELDSPATHS	SILICATES MAGNÉSIENS		
Holocristalline (granitoïde). Roches habituellement verdâtres.	Roches feldspathiques : Plagioclase associé à :	Hornblende ; roche amphibolique.	Diorite, variétés (d'après le plagioclase).	A oligoclase. A labrador. A pyroxène.
		Roches pyroxéniques qui suivant l'espèce de pyroxène est : 1° A augite.	Diabases, variétés.	A oligoclase. A labrador. A anorthite.
			Dolér te.	
		2° A diallage.	Gabbros et euphotides.	Proprement dits. A olivine.
			Ophites	
		3° A enstatite.	Norites, variétés	A labrador. A anorthite.
	Roches afeldspathiques; dépourvues d'éléments blancs c'est-à-dire sans plagioclases, constituées de :	Pyroxène (augite) et péridot (olivine). *Péridotites* qui se transforment en *serpentines* par passage du péridot et de l'enstatite à la serpentine.	Picrites.	Péridotite. Serpentineuse.
			Lherzolites.	
			Dunites.	

Tous ces tableaux sont empruntés à *Gîtes minéraux et leur prospection*, par Roux-Brahic (**Dunod et Pinat, éditeurs**)

		NATURE DE LA PATE	CRISTAUX ÉPARPILLÉS DANS LA PATE	
Hypocristalline, pâte vert foncé allant jusqu'au noir.	A grains visibles : Texture porphyritique des *trapps*.	Pâte labradorique avec mica noir.	Augite.	Trapps.
		Labradorique et augitique.	Labrador. Augite.	Porphyres diabasiques (diabasophyres, labradophyres et augitophyres de Lapparent).
		Pâte amorphe avec microlithes augitiques et feldspathiques.	Labrador ou anorthite. Augite. Péridot.	Mélaphyres. { A anorthite. A labrador.
	A grains microscopiques : Texture apharitique des basaltes.		Anorthite ou labrador. Augite et hornblende. Olivine. ± Zircon et apatite.	Basaltes. { A anorthite. A labrador.
		Microlithes augitiques avec leucite et néphéline.	Augite. — Leucite. Néphéline. ± Sphène et apatite.	Leucitophyres.
				Néphélinites.
		Microlithes augitiques et labradoriques.	Labrador et anorthite. Augite et magnétite.	Labradorites.
		Microlithes augitiques complètement dépourvus de feldspath.	Augite et magnétite.	Augitites.
	Parsemée de sphérolithes.	Labrador et diallage.	Sphérolithes composés de cristaux fibreux, d'oligoclase, de cristaux granuleux d'augite et de cristaux lamelleux d'actinote.	Variolites.
		Labrador et augite.	Amygdales.	Spilites.
Vitreuse.		Pâte basaltique.		Hyalobasaltes.
		Pâte homogène amorphe avec grains microscopiques de plagioclase, olivine et magnétite.		Résinite mélaphyrique.

tion infinitésimale dans leur pâte, ont été originairement inclus dans les roches éruptives.

Ils en ont été expulsés sous forme de *composés volatils*.

L'origine des composés gazeux occlus dans la masse fluide et leur libération tumultueuse s'expliquent parfaitement par le phénomène du *rochage*, qui se manifeste dans la coupellation du plomb.

L'étude des fumerolles échappées des laves, au fur et à mesure de leur refroidissement, a donné l'explication précise du mode de localisation des divers métaux dans les gîtes métallifères.

La donnée des températures échelonnées, pendant le refroidissement graduel de la roche entre 500° et la température ordinaire, indique que les vapeurs chloro-fluorées n'ont pu subsister qu'au voisinage de la roche. Les minerais dont la formation réclame l'intervention du chlore ou du fluor sont, en effet, inclus et comme incorporés dans la roche elle-même.

Pareillement, les minerais sulfurés ou d'origine sulfurée se sont rangés et localisés à des distances de la roche mère variable, suivant la température à laquelle leur sulfure peut subsister en dissolution. C'est ainsi que le cuivre s'est logé au voisinage immédiat de la roche mère dans ce que nous avons appelé les *gîtes d'excrétion périphérique* (voir notre ouvrage *Gîtes minéraux et leur prospection*).

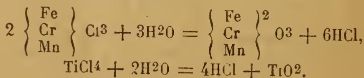
Les métaux, entraînés par les divers minéralisateurs, peuvent être rangés en groupes ou associations qui se retrouvent identiquement dans les gîtes miniers. La connaissance de ces métaux, ainsi apparentés, est d'une grande importance pour le prospecteur.

Nous distinguerons donc :

Premier groupe. — *Métaux très avides d'oxygène.* — Unis à la silice, ils forment la croûte solidifiée, la scorie de silico-aluminates dans laquelle se trouvent inclus, à l'état sporadique, certains minéraux, surtout dans les roches à texture porphyroïde. On en extrait les feldspaths, les micas, et presque toutes les « pierres précieuses » et les « terres rares ».

Les métaux de ce groupe sont : aluminium, magnésium, calcium, baryum, strontium avec thorium, cérium, lanthane, etc.

Deuxième groupe. — *Métaux facilement* oxydables, *mais sans affinité pour les métalloïdes dits minéralisateurs.* — Leurs oxydes, neutres ou acides, se forment instantanément à la faveur de l'oxygène qu'ils trouvent dans la roche acide ou qui provient de la dissociation de la vapeur d'eau. Ces oxydes restent sur place, en inclusion dans la roche acide ; il n'existe aucun minéral sulfuré de ces métaux ; seuls des oxydes ou des oxysels se rencontrent dans la pâte de la roche, et ils résultent généralement de l'une ou l'autre des réactions ci-après :



$$2\left\{\begin{matrix}Fe\\Cr\\Mn\end{matrix}\right\}Cl^3 + 3H^2O = \left\{\begin{matrix}Fe\\Cr\\Mn\end{matrix}\right\}^2 O^3 + 6HCl,$$

$$TiCl^4 + 2H^2O = 4HCl + TiO^2.$$

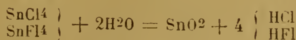
Les métaux de ce groupe sont : fer, chrome, manganèse, titane, vanadium.

Troisième groupe. — *Métaux inoxydables et sans affinité pour les métalloïdes minéralisateurs.* — Ils ne quittent par conséquent pas la roche éruptive, et y restent enclavés à l'état métallique ou à l'état de régule.

Tels sont : platine, or, palladium, osmium, iridium, etc.

Le poids atomique élevé de ces métaux explique leur place profonde dans la masse fondue, et par suite, la rareté de leur rencontre dans les parties accessibles pour nous, qui sont les parties tout à fait superficielles du bain.

Quatrième groupe. — *Métaux qui ne peuvent entrer en dissolution que combinés avec les halogènes : chlore, bore, fluor.* — Les chlorures et fluorures de ces métaux cessent de se dégager quand la roche se refroidit au-dessous de 500°. Donc, ces métaux, tels que l'étain, par exemple, échappés à l'état de chlorures ou de fluorures, ont dû être happés de suite par les roches et retenus par elles à l'état d'inclusions, sous la forme d'oxydes, car, en présence de la vapeur d'eau, il se passe ceci :



$$\left.\begin{matrix} SnCl^4 \\ SnFl^4 \end{matrix}\right\} + 2H^2O = SnO^2 + 4 \left\{\begin{matrix} HCl \\ HFl \end{matrix}\right.$$

L'acide fluorhydrique (HFl) ainsi libéré, attaque tous les métaux à l'exception des métaux précieux et du plomb qu'il attaque faiblement.

Sa propriété la plus remarquable est celle de dissoudre la silice même à la température ordinaire :



$$S^dO^2 + 4HFl = 2H^2O + SiFl^4.$$

$SiFl^4$ est un produit volatil.

L'étain joue un rôle analogue à celui du silicium, dont il se rapproche chimiquement ; il en est de même du titane et du tungstène. Aussi trouve-t-on le titane, à l'état d'ilménite et le tungstène à l'état de wolfram ou de scheelite, associé à la cassitérite.

Les réactions précédentes expliquent l'association constante de la cassitérite avec les minéraux fluorés : topaze, apatite, fluorine, émeraude, etc.

Le quartz des gîtes d'étain porte les traces de corrosion dues au fluor ; de plus, ce quartz est riche en inclusions liquides. Non seulement le quartz est modifié, le feldspath, lui aussi, a subi les atteintes des réactions intervenues ; la cassitérite s'est substituée au feldspath, le granite est devenu ainsi un greisen.

Lodin a bien fait quelques objections à l'intervention du fluor dans la cristallisation de l'étain : mais les quelques faits invoqués par lui n'infirment pas la thèse générale de l'intervention certaine du fluor

dans le processus de formation des inclusions stannifères dans les roches acides.

Cinquième groupe. — *Métaux qui peuvent rester en dissolution, combinés au soufre, à chaud et sous pression, dans des sulfures alcalins ou dans l'hydrogène sulfuré jusqu'à la température de* 200°. — Les métaux de ce groupe sont : cuivre, plomb, argent, nickel, cobalt, zinc et mercure.

Les sulfures de ces métaux sont fréquemment associés à l'arsenic et à l'antimoine, parfois au sélénium et au tellure.

Géométrie des filons. — Un filon est une fente ou cassure produite dans une assise quelconque par suite d'une rupture d'équilibre entre l'écorce terrestre et la masse ignée nucléaire sous-jacente.

Les dykes sont des cassures, de même origine, injectées d'une roche éruptive qui s'y est logée par intrusion de bas en haut.

Les filons et toutes les cavités généralement quelconques : fentes, amas, entonnoirs, conduits canaliformes, etc., qui constituent les gîtes de remplissage, ont été formés par le séjour, plus ou moins prolongé dans ces anfractuosités diverses, de solutions de nature sulfurée.

Tous les minéraux non sulfurés, dont le dépôt suppose l'intervention de fumerolles chlorofluorées, sont exclusivement contenus dans la pâte même des roches ou dans des fentes, de contraction ou de retrait, de ces roches, fentes auxquelles nous nous refusons d'attribuer le nom de filon, malgré l'usage.

Nous comprenons sous le titre de *Géométrie des filons*, l'étude de tout ce qui concerne l'*épure*, en plan ou en coupe, de leur forme et de leur structure ; épure d'un filon pris individuellement d'abord, et épure d'un ensemble de filons groupés dans un district métallifère.

Une cassure peut affecter l'écorce terrestre sur toute sa hauteur. Elle est donc mise en relation, d'un côté avec les agents atmosphériques et les eaux d'infiltrations souterraines, et de l'autre avec les multiples émanations du magma fluide interne, qui, par ses apophyses (laccolithes et dykes) injectées au travers des assises sédimentaires, multiplie les points de contact entre les éléments aqueux descendant de l'atmosphère, et ceux généralement gazeux qui s'exhalent du milieu igné ou noyau fluide central.

Un filon se présente sous la forme d'une plaque à parois plus ou moins ondulées, ayant la dimension de la fente préexistante et dont la position n'a aucun rapport avec la stratification du sol ; de même que sa composition est généralement tout à fait distincte :

Il importe d'examiner dans un district minier :

1° La composition et la structure des filons ;

2° Leur forme et leur allure ;

3° Les relations des filons entre eux ou leur groupement ;

4° La distribution intérieure des variétés de minerais, notamment dans le sens vertical.

Section verticale d'un filon. — Les minéraux qui remplissent la masse d'un filon s'y présentent avec une texture fibreuse ou « clivable », les cristaux déterminables qu'on y voit, s'y logent exclusivement dans des vides intérieurs ; ils tapissent ces vides appelés : *druses*, *fours* ou *poches* à cristaux.

Structure des filons. — Une cassure, déjà oblitérée par un premier remplissage, reste toujours, dans la roche, *une section de moindre résistance* qui pourra se rouvrir facilement ; réouverture ou décollement à la suite duquel les mêmes phénomènes de remplissage pourront se reproduire, mais en donnant lieu, la plupart du temps, à des actions chimiques différentes. On aura donc, le plus souvent, un remplissage extrêmement complexe dans lequel des observations attentives pourront faire reconnaître non seulement l'ordre d'arrivée des matières d'une période de remplissage, mais encore le nombre et l'âge relatif des autres périodes ultérieures. Cette série de *venues* sulfurées échelonnées est un des mécanismes qui ont le plus contribué à la formation des minerais complexes.

Un simple coup d'œil suffit à révéler, sur la section d'un filon, une première distinction : celle des *gangues* et celles des *minerais*.

Les gangues et les minerais ont parfois la même origine, mais, souvent aussi, les gangues proviennent de l'éboulement de fragments échappés aux parois du filon et de réactions par double décomposition, réactions qui se passent entre les roches encaissantes et les solutions métallisantes.

Dans un district métallifère, il n'existe rarement qu'un nombre très limité de gangues différentes et de minerais.

A côté des filons à texture rubanée qui dénotent un remplissage fait progressivement par des dépôts successifs entassés les uns sur les autres, il y a des filons, à texture amygdaloïde, dans lesquels les sulfures et les gangues forment des sphéroïdes à zones concentriques.

Formes et allures des filons. — La forme extérieure d'un filon est, le plus souvent, une saillie ou arête à peu près rectiligne, qui constitue son *affleurement*. Si l'on vient à excaver le sol en un point quelconque de l'affleurement, on ne tarde pas à reconnaître que la fente originelle est plus ou moins inclinée ; qu'elle a, par conséquent, un *toit* et un *mur*, et il importe d'évaluer cette inclinaison ; ce qui se dit : mesurer le *pendage* du filon.

On distingue encore dans un filon : les *salbandes*, matières, de consistance argileuse, provenant de l'altération de la roche encaissante, soit qu'elle ait été broyée par suite de l'énorme frottement qui a accompagné le mouvement relatif du toit sur le mur et dont on retrouve souvent la trace dans les surfaces polies et régulièrement striées (*miroir* des mineurs) du toit et du mur, soit qu'elle ait été attaquée plus ou moins profondément par les dissolutions qui sont venues déposer les gangues et les minerais.

Les salbandes n'existent pas toujours ; il arrive souvent que les matières du filon adhèrent aux *épontes*, c'est-à-dire aux parois de la *roche encaissante* très souvent modifiée, par ce que l'on nomme le *métamorphisme filonien*.

Quant aux relations mutuelles des filons et des roches que ces filons traversent, voici ce qu'on observe :

Si un filon traverse alternativement des roches siliceuses, à peu près inaltérables, et des roches calcaires, éminemment attaquables, on aura des variations.

Ce filon aura une épaisseur à peu près normale dans les roches inattaquables ; il se renflera dans les roches calcaires que les eaux acides rongent et corrodent si aisément. Le remplissage filonien *s'accroitra* dans le vide provoqué par la corrosion du calcaire. De plus, cette corrosion des épontes ayant dû, en même temps, produire une précipitation des oxydes métalliques à la place des sulfates du calcium ou du fer emportés à cause de leur solubilité par des solutions en mouvement ; cette précipitation a provoqué un enrichissement du remplissage.

Les diverses roches qu'un filon traverse paraissent jouer un certain rôle, même quand aucune d'elles n'est attaquable. Dans un district métallifère donné, telle roche est connue pour *enrichir*, telle autre roche pour *appauvrir* les filons qui y pénètrent. Souvent on ne peut attribuer cette influence qu'à des phénomènes thermo-électriques qui ont pu être en jeu pendant que le dépôt s'opérait.

Certains gîtes filoniens sont formés de *veines réticulées*.

La modification la plus importante de la forme des filons résulte de la traversée, par un filon, des plans de séparation des strates sédimentaires.

Il se fait, fréquemment en ces endroits, des épanouissements interstratifiés ; des gibbosités lenticulaires qui atteignent parfois la dimension de puissants amas. Cette accidentation des filons est remarquable ; elle conduit à ce que l'on désigne sous le nom de *filon-couche :* c'est un filon qui épouse et suit la surface et aussi les contours onduleux de la stratification. Si le joint est une ligne de séparation de deux terrains, l'un éruptif, l'autre sédimentaire, qui, par suite, ne sont pas contemporains, le gîte ainsi situé s'appellera *filon de contact*. Enfin, si le joint de division est facile, et si la ligne suivie est un filon plus ancien contre lequel un filon plus récent vient s'accoler, on dit que le filon plus moderne *se traine* dans le filon plus ancien.

Une cassure, surtout en terrain peu résistant, n'est jamais parfaitement franche et nette ; la fente se bifurque ou se trifurque. A la première rencontre d'une telle ramification, le mineur peut éprouver quelque embarras pour savoir quelle est la branche qui représente le filon principal, et qu'il est préférable de suivre. Les filons *ramifiés* exigent une grande attention de la part de l'exploitant.

L'*orientation* d'un filon se compte par l'angle de sa direction générale avec la ligne nord-sud géographique.

Dans un district donné, les filons se rangent par groupes, chaque groupe comprenant des filons de même orientation.

Cette considération est d'une importance capitale, car il semble hors de doute que les filons de même direction ont une formation commune; ils sont issus d'une dislocation déterminée, d'un effort de torsion, de compression, de dénivellation particulier.

Un filon peut s'arrêter en direction simplement parce que la fissure ne s'est pas étendue plus loin, et il se termine soit en coin, soit par une sorte d'étoilement. Mais un filon peut aussi être *intercepté*, quand, par exemple, il vient buter, en direction, contre quelque grande faille au delà de laquelle on ne le retrouve plus.

Dans un district filonien, les cassures sont nombreuses, et, nécessairement, elles sont sujettes à de nombreuses intersections, à de nombreux *croisements*.

Dans le réseau, très compliqué, que forme l'ensemble des lignes de brisures, il y a quelques observations utiles à faire.

En principe, lorsque deux filons se croisent de telle sorte que leurs directions ne se coupent pas sous un angle trop aigu, on distinguera facilement le filon *croiseur* ou le plus moderne, et le filon *croisé*, qui est le plus ancien. On constate, presque toujours, que le filon croisé est *rejeté* par le filon croiseur.

Le passage des rejets est une opération délicate. En arrivant contre un croiseur ou une faille, et après les avoir traversés, on ne retrouvera plus le filon croisé, au delà de la cassure, dans le prolongement de la galerie que l'on menait dans le filon jusqu'au moment où il est venu buter contre l'obstacle.

De quel côté doit-on marcher pour retrouver le filon rejeté ?

On invoque souvent la *règle de Schmidt*, dont la rigueur est fort contestable.

Relation et groupement des filons. — Il est très rare qu'un filon soit isolé dans une contrée. Dès qu'il existe plusieurs filons, il y a, nécessairement, des relations entre eux. Comme nous venons de le dire, les filons peuvent être parallèles ou se croiser.

Si l'on examine avec soin la carte minière d'un district filonien et qu'on étudie les faits constatés sur les registres de l'exploitation, on arrive à ces conclusions générales : les filons formés à une même époque ont généralement une composition identique et sont parallèles; les filons ou ensemble de filons parallèles entre eux sont, aussi, parallèles à des dykes, et, par suite, très probablement subordonnés à la roche éruptive injectée dans ces dykes ; il y a autant de systèmes de filons qu'il y a de directions différentes de dykes ; il y a une parenté entre le remplissage filonien d'un système de filons parallèles et la nature de la roche éruptive du dyke appartenant à ce système.

Cet ensemble de constatations donne l'explication des venues successives et caractéristiques d'un système de filons parallèles entre eux et dont l'orientation est bien définie.

On peut, à l'aide de ce rattachement des systèmes de filons aux dykes qui ont pour ainsi dire engendré leur remplissage, cataloguer, d'une façon nette et précise, les genres et les espèces de complexes, qui sont caratérisés d'ailleurs par certaines affinités chimiques.

De plus, les filons, ainsi liés entre eux par des relations de direction, doivent naturellement présenter des rapports du même ordre avec les grands accidents tectoniques dont ils ne sont, en quelque sorte, que le contre-coup affaibli.

Les districts métallifères de la Saxe, de la Bohême, du Hartz, etc., sur lesquels les documents abondent, confirment ces relations de parallélisme entre les accidentations montagneuses locales et les diverses cassures, filons et dykes, qui en furent l'accompagnement ou la suite.

Dans un district métallifère, les filons n'y sont pas dispersés au hasard, ils s'apparentent avec les ridements principaux, avec les axes de plissement, tant des plis anticlinaux que des plis synclinaux.

Les considérations générales que nous venons d'exposer doivent être familières à toute personne qui veut s'occuper, à un point de vue technique, de l'industrie des mines.

Elles sont aussi utiles à l'ingénieur, qui doit décider l'aménagement d'ensemble d'une exploitation de plusieurs filons rassemblés dans une mine, qu'au maître mineur occupé de la conduite journalière des traçages et des abatages.

Si l'on constate des faits intéressants dans le régime des filons sous les rapports de leurs situations relatives en plan, il y a aussi beaucoup à apprendre d'une coupe verticale faite au milieu d'un système de filons.

Distribution et emplacements des divers sulfures dans le remplissage des filons. — Les venues sulfo-arsénio-antimonieuses ont pu, seules, atteindre les parties moyennes et les parties hautes des filons. Ces venues sont compliquées, car l'affinité des divers métaux du groupe plomb, zinc et cuivre pour ces métalloïdes est grande. Elle est pareillement ardente de la part du fer, du nickel et du cobalt.

Ces métaux viendront donc s'ajouter à ceux du groupe plomb-zinc-cuivre dans les fentes filoniennes.

Nous ne trouvons jamais ces trois métaux dans des minéraux incorporés dans une roche éruptive, du moins les deux premiers. Leurs sulfures, étant volatils à une température encore faible, ont donc eu le temps de s'évader de la roche mère. Le sulfure de cuivre, qui est le moins volatil, a eu plus de peine à s'échapper; aussi le trouve-t-on en enduits le long des roches éruptives, en excrétions périphériques, quelquefois même en inclusions.

Le nickel et le cobalt, unis souvent au cuivre, et pour la même rai-

son que lui, se sont localisés aux confins de certaines roches éruptives basiques.

Nous trouverons les métaux rangés et localisés, de plus en plus loin de la roche éruptive, tant en hauteur qu'en allongement, dans l'ordre de volatilisation de leurs sulfures, suivant l'échelle des tensions de vapeur de ces sulfures aux diverses températures et pressions.

Il est évident que si nous supposons les remplissages filoniens formés au sein de solutions aqueuses, la vapeur d'eau, émanée de la roche, se sera de suite condensée sous la pression énorme régnant aux profondeurs considérées; l'eau liquide, à cette température très élevée, possède un pouvoir dissolvant d'une puissance considérable.

Les bulles de fumerolles sulfureuses métalliques traverseront ces solutions extrêmement chaudes en bas, et s'élèveront jusqu'au point où elles ne pourront plus subsister, leur tension de vapeur ne leur permettant pas de dépasser le niveau refroidi ; les bulles ne cheminant plus, au delà de cette limite, se résoudront, crèveront pour entrer aussitôt en dissolution.

La dissolution, se concentrant peu à peu, offrira, à un moment donné, une résistance aux bulles qui pouvaient auparavant traverser la zone considérée. A ce moment, il y aura emprisonnement de bulles à localisation plus élevée, d'où naissance de minerais complexes.

Si, par exemple, nous disons que dans la zone la plus chaude et soumise aussi à la plus forte pression, puisqu'elle est la plus basse, les bulles cuivreuses peuvent vivre jusqu'au niveau A, mais qu'à la distance B les conditions de température et de pression les empêchent de passer plus haut, nous aurons des dépôts cuivreux dans la région entre A et B, le plan horizontal passant par B formant un plan d'extinction des dépôts cuivreux. Les bulles de sulfures de zinc, de plomb, argent, mercure, etc., continueront à franchir le point B et iront, par exemple, celles de zinc jusqu'en D, celles de plomb jusqu'en E, et celles de mercure jusqu'à la surface, selon que les conditions de température et de pression leur assureront l'existence à l'état gazeux.

Mais, si la solution entre A et B devient visqueuse, elle retiendra des bulles ferreuses, puis, au fur et à mesure de sa saturation, des bulles plombeuses, etc., et nous aurons un complexe cuivreux, plombeux et ferreux.

Ce qui se passera entre A et B se passera plus tard entre B et C, C et D, etc.

D'après cela, les filons devront être : simples dans leur partie élevée ou dans leur partie très profonde, et complexes dans leur partie moyenne.

Les districts filoniens qui offriront des minerais de cuivre seront ceux où l'érosion aura déchiqueté et enlevé toutes les assises supérieures, de manière à ce qu'il n'y ait qu'une faible distance entre la surface et la roche éruptive.

Groupement et nomenclature des minerais filoniens.

Extrait du traité des *Gîtes minéraux et leur prospection.*

par J. Roux-Brahic.

Sulfures : Cinabre AgS — Guadalcazerite (HgCu) S | Argyrite Ag^2S — Stromeyerite $(CuAg^2)$ S | Galène PbS | Blende ZnS — Grumokite CdS	Traïlite, Pyrrhotite } FeS | Millerite, Beyrechite } NiS Pentlaudite (Ni,Fe)S Horbachite $(Ni,Fe)^2S$	Alobandite MnS Erithrozincite (Mn,Zn) S	Cavellite CuS Chalcolite Cu^2S
Bismuthures : Chilerite Ag^3Bi Maldonite Au^3Bi			
Séléniures et Tellurures : Tiemanite HgSe, Termantite HgTe, Clausthatite PbSe, Altaïte ou coloradoïte PbTe Onofrite Hg (S Se) Agnilarite Ag (S.Se) Naumanite Ag^2Se Hussite Ag^2Te Stuzite Ag^4Te Petzite $(Ag,Au)^2Te$ Kremerite (Ag,Au) Te^2 et calaverite Sylvanite (Ag,Au) Te^4 Kalgoorlite $HgAu^2Ag^6Te^6$ Millerine = tellurure d'Au et Ag Dietzite = tellurure Bi,Au,Ag,Pb (?)			Beryelianite Cu^2Se Unaugite Cu^3Se^2 Encaïrite $(Ag,Cu)^2$ Se Lorgite $Pb.Cu^2Se$ Cachentaïte (Ag,Pb,Cu^2) Se Crookésite (Cu,TI,Ag) Se
Sulfoséléniures et sulfotellurures de bismuth : Guadajuanite Bi $(S.Se)^3$ ou frenzelite $Bi^2S^3 + 2Bi^2Se^3$			

Grunlingite $Bi^2 (S^3.Te)$ Tétradymite $Bi^2 (S.Te^2)$ $(2Bi^2Te^3 + Bi^2S^3)$ Joséite $Bi^3 (S.Te)$			
Halogènes : Huantajayite (Na,Ag) Cl, Coturnite $PbCl^2$, Cerargyrite AgCl, Bromyrite AgBr, Iodyrite AgI, Embolyte Ag (Cl,Br,I), Iodobromyrite Ag (Cl,Br,I) Calomel Hg^2Cl^2 Coccinite Hg^2 (Cl,I)	Molipsite $FeCl^2$ Erithrosidérite $FeCl^2.2KCl.H^2O$		Nantonite Cu^2Cl^2 Marshite Cu^2I^2
Sulfobismuthites : Bismuthinite BiS^3 = principal minerai de Bi avec Bi natif et Bi^2O^3 Schapbachite $Bi^2S^5 (PbAg^2)$	Galénobismuthite $Bi^2S^4Pb = Bi^2S^3PbS$ Cosalite $Bi^2S^5Pb^2 = Bi^2S^3.2PbS$ Lillianite $Bi^2S^6Pb^3 = Bi^2S^3.3PbS$ Beegerite $Bi^2S^9Pb^3 = 3Bi^2S^3.6PbS$ Schirmerite $Bi^4S^9 (Ag^2,Pb) = 2Bi^2S^3.(2AgS.PbS)$ Alaskaïte $Bi^2S^4 (Pb,Ag^2,Cu^2)$ Aïkinite $Bi^2S^6 (Pb^2Cu^2)$		Emplectite $Bi^2S^4Cu^2$ ou Tannénite Kaprotholite Bi^4S^9Cu Wittichenite BiS^3Cu^3
Sulfoferrites, manganites, etc. : Stenbergite FeS^3Ag Frieserite $Fe^5S^8Ag^2$ Argentopyrite Fe^3S^3Ag (Sulfochromite) Daubréélite $(CrS^2)^2 Fe$	Pyrite (marcassite) FeS^2, Horbachite $(Fe,Ni)^2 S^3$ Saynite, Grümnite ou Polydimite $Ni^2S^5Ni^2$ Linnéite $[(Ni,Co) S^2]^2 (Ni,Co)$ Hanchecornite $(Ni,Co,Fe)^7 (S,Bi,Sb)^8$ Sulfocobaltite { Carollite $(CoS^2)^2Cu$; Sychnodimite $Co^2S^3(Cu,Co,Ni)^2$ }	Hauerite MnS^2, Molybdénite MoS^2	Chalcopyrite $FeS^2Cu = Cu^2S.Fe^2S^3)$ Erubescite $FeS^3Cu^3 = (CuS.Cu^2S,FeS)$ Cubanite $(FeS^2)^2 Cu = (Cu^2S.FeS.FeS^2)$ Bernhardite $FeS^5Cu^4 = (2CuS.Cu^2S.FeS^2)$

Arséniures et antimoniures :

Réalgar $As.S$
Orpiment As^2S^3

Stibine Sb^2S^3

Lollingite $FeAs^3$ — Chloanthite $NiAs^2$ — Sperrylite $PtAs^2$
Geyerite Fe^3As^4 — Smaltine $CoAs^2$ — Laurite $RuAs^2$
Skutternaite $Ni(As.Sb)$
Pentlandite $(Fe,Ni)\,As$

Domeykite Cu^3As
Algodonite Cu^6As
Whitnegite Cu^9As

Dyscrasite Ag^3Sbn ou Ag^4Sbn et $n = 3, 4, 6, 12$ et 18 Broken Hill (Australie)
Breithargsite $NiSb$

Sulfoarsénites et sulfoantimonites :

Lorandite AsS^2Tl
Proustite AsS^3Ag^3
Pyrargyrite SbS^3Ag^3
Livingstanite Sb^4S^7Hg
Margirite $AgSbS^2$

Mispickel $FeAs.S$ Cobaltite $CoAs.S$ (Broken Hill)
Gersdorffite $NiAs.S$ Ullmanite $NiSb.S$
Mispickel cobaltifère ou Glaucodot $(Fe;Co)As.S$
Smaltine $(Fe,Ni.Co)\,As.S^2$
Willyamite $(CoNi)\,(S.Sb)^2$ (Broken Hill)
Alloclasite $Co\,(As.Bi)\,S$

Lautite $CuAs.S$
Peargite $(Ag,Cu)^5\,As.S^6$
Polybasite
$(Ag,Cu)^9\,Sb.S^6$ ou $9\,(Cu^2S.Ag^2S)(Sb^2S^3.Ag^2S^3)$

Sulfoarsénites et sulfoantimonites (*suite*) :

Diaphorite, Freisleberite $(PbAg^2)^5\,Sb^{11}$ — rhomb., monoc.
Hanchecornite $(Ni,Co,Fe)^7(S,Bi,Sb)^8$

Stéphanite $Ag^{10}Sb^7S^8$

		Sb^2S^5	PbS
	Bournonite $Sb^2S^4(Pb^2,Cu)$	1	1 (CuS)
	Andorite $Sb^2S^4(Pb,Ag^2)$	1	1 (Ag^2S)
	Zinkenite $Sb^2S^4.Pb$	1	1

Sartorite $As^2S^4.Pb$
Dufreynoisite $As^2S^3.Pb^2$
Guitermanite $As^2S^7.Pb^3$
Jordanite $As^2S^7.Pb^4$

Combinaisons de mAS^2S^3 et Sb^2S^3 avec $xPbS$		Sb^2S^5	PbS
	Brongnardite $Sb^2S^5(Pb,Ag^2)$	1	1 (Ag^2S)
	Jamesonite $Sb^2S^5Pb^2$	1	2
	Boulangerite $Sb^4S^{11}Pb^5$	2	4
	Plagionite $Sb^8S^{17}Pb^5$	4	5
	Semseyite $Sb^6S^{16}Pb^7$	3	7
	Meneghinite $Sb^2S^7Pb^4$	1	4
	Geocronite $Sb^2S^8Pb^5$	1	5
	Kilbrickenite $Sb^2S^9Pb^6$	1	6

Temantite $(CuAg^3)\,AsS^3 \pm x\,As^2S^9(Fe,Zn...)^6$
Panabase $(CuAg^2)^3SbS^3 + x\,Sb^2S^9(Fe,Zn...)^6$
Cuivre gris 4 $(Cu^2S.FeS.ZnS.Ag^2S.Hg^2S)$ $Sb^2S^3.As^2S^3$, c'est le minerai d'Ag le plus répandu = combinaison de Sb^2S^3 et AS^2S^3 avec RS où R = Cu, Ag, Zn, Fe, Ag.
Berthierite Sb^2S^4Fe Chalcostibite $Sb^2S^4.Cu^2$

Kobellite $(Bi.Sb)^2 S^5Pb^2 = (Bi^2S^3.Sb^2S^3.2PbS)$	
Sulfoarséniate et sulfoantimoniates : Epiboulangite $Sb^2S^8Pb^3$	Famatinite SbS^4Cu^3
Sulfostannates et antimonites : Frankeite $Sn^2Sb^2S^{12}Pb^3 = (2SnS^2.Sb^2S^3,5PbS)$ Cylindrite $Sn^6Sb^2S^{21}Pb^6 = (6SnS^2.Sb^2S^3,6PbS)$ Plombostannite $Sn^2Sb^2S^{11}Pb^2(Fe,Zn^2 = (2SnS^2.Sb^2S^3.2PbS(FeS,ZnS)$	**Sulfogermanates ét stannates :** Argyrodite Ag^8GeS^6 Canfieldite $Ag^8(Sn.Ge)S^6$ **Sulfovanadate :** Sulvanite $V^2S^3.3Cu^2S$ en gîte important près Burra (Australie)

Synchronisme filonien. — Tableau comparatif de filons
Extrait de *Gîtes minéraux et leur*

SAXE		CHILI	BOLIVIE		RÉPUBLIQUE ARGENTINE
				PARTICULARITÉS	
Freiberg, au N.-O. de la ville dans la région du gneiss à biotite et des micaschistes, sur une longueur de 22 kilom. au N. de la Mulde. Ces filons sont éparpillés dans le Schwarzgebirge de Braünsdorf. Zinkeite. Jamesonite. Argent natif. Argentite. Argyrose (Ag^2S). Argent rouge antimonial et arsenical. Stibine (S.Sb).	Joachimstall, Richelsdorff, Œlpe, Sangerhausen Kaunsdorf, Schneeberg, Armaberg, Harzgerode, Wittichau. Pechblende et As natif.	A 80 kilomètres au sud de Copiapo sur les monts de Chanarcillo des calcaires jurassiques percés de dykes porphyriques augitiques; autres mines Caracoles (Atacama), Antofogasta et Arqueros (près Coquimbo). Argent natif. Chlorures, bromures et iodures d'argent.	Huanchaca (Potoso), Pulacayo, Ubino et Asicuto. Minerais d'argent.	Or.	District de Famatina. Réalgar. Stibine.
Mispickel très riche en argent (S.As). Chalcopyrite. Panabase (S.As.Sb).	Ni, Co (nickeline NiAs, duoantite $NiAs^2$). Bi (kupfernickel). Urane.	Argentite. Polybasite $9(Cu^2Ag^2)S(SbAs)^2S^3$. Proustite ($3Ag^2SAs^2S^3$). Pyrargirite. Mispickel.	Chalcopyrite. Tétraédrite (AsSbS). Panabase (AsSbS).		Famatinite (Cu^3SbS^4). Emargite (Cu^3AsS^4). Panabase.
Galène. Blende. Boulangerite (S.Sb). Bourmonite (S.Sb avec Cu). Berthierite.		Galène. Blende.	Galène. Blende.		
Altenburg et Zinnwald. Etain.				Or, argent. Etain. Bismuth.	
Quarts dominant ± calcite et dolomie, fluorlne très rare.	Barytine et fluorine.	Barytine domine.	Barytine.		

is en diverses régions du globe. —
spection, par J. Roux-Brahic.

MEXIQUE	PÉROU (Cerro de Pasco)	BUTTE CITY (Montana)	NEVADA (près Austin)	COLORADO	HARTZ
on de la Ve- a Madre de Guanajuato Sierra de Pa- huca).	Mines d'âge post-jurassiques. Huancavelica.	60 à 120 mètres. Cuivres oxydés pauvres (10 0/0 Cu.) Zone de deuxième transformation. Niveau hydrostatique. Chalcosine et covelline.		Filon de Comstock près Virginia City. Or. Argent natif. Oxydes { Fer. Mn. Sulfates et carbonates { Cu. et Pb.	Andreasberg et aussi filon de Kongsberg dans le sud de la Suède.
tales Colorados (podridos). ydes de Fe et Mn. lorure, brorure, argent. rgent natif, t or natif.	Pacos ou Cascajos.	Zone de première altération (appauvrissement en soufre) la plus riche en Cu offrait des masses compactes de chalcosine de 4m,50 de diam.	Stibine.	Argent sulfuré.	Ni antimonieux et arsenical. As natif. Ag. arsenié et antimonié, Pyrostilbinite.
tales { M. de pinto. gros. } M. de fuego	Pyrargirite. Polybasite.	Cu panaché. Chalcopyrite peu riche en Ag. Pyrite. Enargite.	Pyrargyrite. Proustite. Polybasite. Stéphanite. Tétraédrite.	Polybasite. Stéphanite. Pyrargirite. Proustite. Pyride Cu.	Pyrargirite. Proustite.
	Galène. Blende.		Galène. Blende.	Galène. Blende.	
		Gangue-quartz.			Gangue exclusivement calcaire.

Dans les districts où l'épaisseur des assises traversées par les filons sera considérable, on trouvera : du cinabre, surtout au voisinage de la surface, puis de la galène, de la blende ; seuls les puits profonds atteindront les pyrites de fer ; les pyrites cuivreuses, et, enfin, les pyrrhotines nickelifères.

Inversement, quand nous aurons, près de la surface, des pyrrhotines nickelifères et des pyrites cuivreuses, nous reconnaîtrons que nous sommes dans un pays fortement raboté par les érosions ; dans une contrée usée et offrant, comme les boucliers canadiens et scandinaves, le modelé de la pénéplaine. La distribution géographique des gîtes filoniens cuivreux confirme ces notions théoriques.

Si donc nous rencontrons dans un pays un filon cuivreux, cela ne préjuge rien sur ce qu'était le filon d'origine, dont la portion accessible et visible n'est plus que la racine, en quelque sorte, du filon complet d'antan. Et si, dans un district, nous trouvons des filons à remplissage zinco-plombeux, il n'est pas rare que nous atteignions par des puits profonds des régions à complexes cuivreux ; si nous ne les touchons pas, rien ne nous autorise à dire que ces minerais n'existent pas.

Notions de stratigraphie et de paléontologie. — Il saute aux yeux que les espaces de formes très particulières dans lesquels résident les minerais et leurs gangues ne sont pas distribués géographiquement et géologiquement par hasard. L'étude de ces récipients et de l'emplacement qu'ils occupent est aussi utile que celle de leur contenu appelé ordinairement leur « remplissage ».

L'étude des dislocations terrestres a permis de fixer les points géographiques où sont concentrés les districts miniers et, aussi, de « dater » l'époque de la convulsion qui a donné naissance aux fentes et ouvertures diverses qui ont créé les espaces vides propices à l'insertion, en eux, des dépôts métallifères.

Ces dislocations ne se sont pas opérées simultanément, et le meilleur moyen de fixer les époques d'un dérangement, c'est-à-dire d'une position *anormale* des assises, est de connaître leur succession *normale* telle qu'elle a été fixée par les contributions simultanées et comparées de la stratigraphie et de la paléontologie.

La stratigraphie distingue, en dernière analyse, des strates ou assises de pierres ayant le même aspect et renfermant des espèces fossiles particulières. Ces caractères communs permettent d'établir le synchronisme des assises de *même âge* trouvées en différents pays.

Les assises peuvent être réunies en *étages* correspondant à des époques. Une réunion homogène et rationnelle de plnsieurs étages constitue un *système* ou terrain. Enfin les systèmes eux-mêmes se groupent entre eux pour former des ensembles de sédiments qui se sont déposés pendant une *ère* déterminée.

Voici la classification généralement adoptée aujourd'hui :

ÈRE	Système	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINEMENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Primaire ou Paléozoïque	Précambrien	Précambrien ou Algonkien		L'ère primaire ou paléozoïque est caractérisée par l'absence des formes végétales ou animales actuellement existantes. Première manifestation de la vie organique (fucoïdes et graptolithes.	
	Silurien	Cambrien	Georgien Acadien Portlandien	Extension des graptolithes qui s'éteignent et disparaissent à la fin du gottlandien. Grand développement des trilobites des genres : Calymens, Dalmanites, Asaphus, Illœnus, Homalonotus, etc. Apparition de poissons bizarres à carapaces et sans arêtes (Ganoïdes). Crustacés (Euryptérus et Ptérygotus. Primitia), Céphalopodes (Orthocéras, Phragmocéras, Cyrtoceras, Nautilus, etc.).	Plissements précambriens dans la zone boréale.
		Ordovicien			
		Gottlandien			
	Devonien	Gedinien		Les poissons ganoïdes déploient une surprenante richesse de formes et se muent en des genres plus rapprochés de nos squales actuels. Les trilobites sont en complète décadence et en voie de disparition, mais en revanche les brachiopodes abondent (Spirifer, Rynchonella, Stringocéphalus, Pentamérus, Productus, etc.). Céphalopodes (goniatites) ; gastéropodes (Eomphalus) Polypiers et crinoïdes.	Plissements Calédoniens (Ecosse, Norvège, Montagnes vertes). Expansion de la mer en Europe.
		Coblentzien			
		Eifelien			
		Givétien			
		Frasnien			
		Faménien			

ÈRE	Système	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINENENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Primaire ou Paléozoïque (*suite*).	Carboniférien	Dinantien ou Culm		Premier reptile (Sauropus primœrus) et premiers amphibies (Labyrinthodontes, Actinodon, Archegosaurus, etc.) et des Salamandres géantes (Potriton). Reptile à vertèbres biconcaves (Eosaurus) et Steréorachis qui a déjà ses vertèbres complètement ossifiées. Poissons du genre sélaciens : Crustacés des familles myriapodes et scorpions (acanthotelson, nectotelson, etc.). Une seule espèce de trilobites : Phillipsia. Brachiopodes et gastropodes abondants. Grand développement de crinoïdes. Flore prodigieuse : Cryptogames acrogènes (Equisetinées : calamites, annularia, Sphenophyllum, etc. Lepidodendrées : Selaginées, Lycopodites, etc.) Phanérogames gymnospermes (conifères : Walchia, Dicranophyllum, etc. ; Cycadées : Cordaites, Sigillarinées, Carpolithus, etc. ; Gnétacées : Calamodendrées).	Recul de la mer. Plissements hercyniens (Europe centrale, Oural, Appalaches). Réduction maxima des mers en Europe.
		Moscovien ou Wesphalien			
		Ouralien ou Stéphanien			
	Permien	Artinakien ou Autunien			
		Petjabien ou Saxonien			
		Thuringien			
Secondaire ou Mésozoïque	Triasique	Werfénien ou Vosgien		Avec le trias apparaissent des reptiles nageurs (Sauricus) et de nombreux labyrinthodontes (Chirotherium, Trématosaurus, etc.) Les squales (Acrodus, Hybodus, etc.), annoncent l'arrivée prochaine des poissons osseux. Brusque apparition des Ammonites et des Ostracés. Les nautiles diminuent ; les crinoïdes abondent.	
		Virglorien			
		Tyrolien	Carnien		
			Worien		

ÈRE	SYSTÈME	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINEMENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Secondaire ou Mésozoïque (*suite*)	Jurassique	Rhétien			
		Hettangien			
		Sinémurien			
		Charmontien ou Liasien			
		Toarcien		Premier mammifère : un marsupiaux (Microlestes antiquus). Nombreux reptiles nageurs souvent gigantesques (Ichthyosaurus, Plésiosaurus, etc.), et crocodiliens (Mystriosaurus, Pelagosaurus). Squales et ganoïdes à queue homocerque (Lepidotus, Ptycholepsis, etc.). Les ammonites et belemnites encombrent les mers jurassiques. Grandes variétés de lamellibranches (Gryphœa, Pecten, Lima, Plicatula, Avicula, Cardium, Pholadomya, Astarte, Trigonia, etc.). Premier oursin (Diadema). Nombreuses crinoïdes (Pentacrinus). Crocodiliens énormes (Cétiosaurus). Marsupiaux divers (amphithérium, Stéréognathus, Galestes, Triconodon, etc.). Etonnant oiseau (Archœopteryx). Lézards volants (Ptérodactylus, Ichtyosaurus, etc.) Premiers cheloniens.	
		Bajocien			
		Bathonien			
		Callovien	Inférieur		Expansion de la mer en Europe. Recul de la mer en Europe.
			Diversien		
		Oxfordien	Neuvisien		
			Argovien		
		Séquanien	Rauracien		
			Astarcien		

ÈRE	Système	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINEMENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Secondaire ou Mésozoïque (*suite*).	Jurassique (*suite*)	Kimmeridgien	Pterourien		
			Virgulien		
		Portlandien.	Bathonien		
			Béniassien ou Aquilonien		
	Crétacique	Néocomien	Valanginien		
			Hauterivien		
		Barrémien	Inférieur		
			Rhodanien		
		Aptien	Bedoulien	Les dépôts crétacés n'ont pas encore fourni de mammifères mais des oiseaux (Ichtyornis, Odontornis, etc.). Reptile gigantesque (Iguanodon). Belemnites (Actinocamas, Belemnitella) et les ammonites (Acanthocéras, Prionotropis) sont sur leur déclin. Les oursins (Toxaster, Hétéraster, Pyrina, Pygaulus, etc.), fourmillent tandis que les polypiers et les foraminifères diminuent.	
			Gargarien		
		Albien			
		Cénomanien			Commencement d'expension marine en Europe.
		Turonien	Ligérien		Expension maxima de la mer en Europe.

ÈRE	SYSTÈME	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINEMENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Secondaire ou Mésozoïque (*suite*)	Crétacique (*suite*)	Turonien	Angoumien	Les rudistes (Sphœsulites, Hippurites, Ractiolites, etc.), sont les animaux caractéristiques de l'époque crétacée avec les chamacées (Caprina, Caprotina, etc.), et les foraminifères (Globigérina, Orbitolina, etc.).	Recul de la mer en Europe.
		Emsenarien ou Sénonien inférieur	Coniacien		
			Santonien		
		Aturien ou Sénonien supérieur	Campanien		
			Maestrichien		
		Danien			
Tertiaire ou Néozoïque	Eocène	Thanétien			Premiers plissements des montagnes rocheuses.
		Sparnacien			Grande extension de la Méditerranée.
		Yprésien			Commencement des plis Pyrénéens.
		Lutétien		L'éocène voit surgir, à côté des marsupiaux, les premiers mammifères placentaires (Arctocyon, Palœonictis, Hyœnodon, Ptérodon, Adapis, Protoadàpis, etc.).	Plissements de la Provence et des Apennins.
		Bartonien		Grands oiseaux marcheurs (Gastornis, Eupterornis, etc.),	Maximum des plis Pyrénéens.
		Ludien ou Piabonien		Les reptiles sont représentés par des tortues, des crocodiliens et quelques sauriens; les poissons (raies, myléobates, chiméres, lépidostes, etc.),	Formation profonde des nappes préalpines. Plissements de l'Atlas, de l'Himalaya, des Montagnes Rocheuses.

ÈRE	Système	ÉTAGES	SOUS-ÉTAGES	ENCHAINEMENT DES ÊTRES VIVANTS	ACCIDENTATION RESPECTIVE
Tertiaire ou Néozoïque (*suite*).	Oligocène	Tongrien	Sannoisien Stampien	voisinent avec de nombreux squales (Lamma, Otodus, Osyrhina). Les céphalopodes (Nautilus, Aturia, etc.), se font rares ; les brachiopodes (Térébratela, Argiope, etc.), jouent un rôle très effacé tandis que les gastéropodes (Cérithium, Mélania, Rostellaria, Voluta, Nérita, Fusus, Typhis, Cassis, Ancillaria, etc.), pullulent de toutes parts.	Evaporation de la mer le long des Alpes (Schlier et mollasse).
		Aquitanien			Plissements définitifs du Jura, Surrection des Alpes, des Carpathes, des Balkans, etc.
	Miocène	Burdigalien		Le fait dominant est l'essor prodigieux des nummulites et l'évolution des mammifères durant le miocène : premiers cétacés (Squaladon, Balœna, etc), pachydermes (Rhinocéros, Acérothérium, Anthracothérium, Tapirus, etc.), probocidiens énormes (Mastodon, Dinothérium, Eléphas, etc.), édentés (Macrothérium, Ancylothérium) et quelques singes (Oréopithécus, Pliopithécus, etc.).	Derniers plissements des Apennins. Assèchement de la Méditerranée.
		Helvétien			
		Tortonien			
		Sarmatien			Dépression Aralo-Caspienne, derniers plissements du Caucase.
		Pontien			
	Pliocène	Plaisancien			Jonction de la Méditerranée et de l'Atlantique. Epoque glaciaire.
		Astien			
		Sicilien			Effondrement de la mer Tyrrhénienne et de l'Adriatique.

Plantes révélatrices du sous-sol. — Les prospecteurs y attachent une certaine importance. Sur un sol siliceux poussent des plantes et arbres qu'ils ont appelés pour cela **plantes silicicoles** : *châtaignier*, *chêne-liège*, *pin maritime*, etc., *genêt à balai*, *ajonc*, *bruyère*, *myrtillier*, *arnica*, *yucca*, etc.

Sur un sol calcaire croissent les plantes et arbres **calcicoles** : *buis*, *olivier*, *chêne ordinaire* et *chêne truffier*, *pin d'Alep*, etc., *chardons*, *muscaris*, *gentiane*, *ellébore fétide*, *pied d'alouette*, *cactus*, etc.

Les sables salés produisent : *arundo arenaris*, *convolvulus soldanella*, etc.

Sur les terrains détritiques *serpentineux*, verdâtres ou rougeâtres, poussent deux fougères très spéciales : *asplenium adulterium* et *asplenium serpentine*, variété curieuse d'*asplenium* qui annoncent toujours la *serpentine*.

Certaines plantes sont caractéristiques de certaines espèces minérales : la *viola calaminaria* pousse sur les terrains à calamine; ses feuilles contiennent même de 10 à 12 0/0 d'oxyde de zinc ; *l'amorpha canescens* accompagne si souvent les chapeaux de filon de galène qu'on l'a surnommée la *plante du plomb*. Dans les schistes siluriens et les dolomies dévoniennes, l'apatite et la phosphorite sont annoncées par un liseron à fleurs roses : *convolvulus althœoides*.

Dans le Queensland, on recherche le cuivre principalement dans les endroits où pousse une plante de la famille des coryophyllées : *polycarpea spirostylis*.

Moyens rapides d'examen de quelques minerais sur le terrain.

Échelle de fusibilité.

COEFFICIENT	CARACTÈRE	ESPÈCES MINÉRALES
1	Fond facilement à la flamme d'une bougie.	Stibine Anglesite Bismuthine Cryolite
2	Fond en petites parcelles à la flamme d'une bougie.	Natrolite Gypse Chalcosine Borax Azurite
3	Fond facilement au chalumeau.	Almandine Anorthite Wolfram Anhydrite Grenat Augite Pyrite
4	Fond difficilement en gros fragments au chalumeau.	Actinote Trémolite Amphibole Diallage Oligoclase Tourmaline
5	Fond difficilement en petites parcelles au chalumeau.	Orthose Néphrite Biotite Blende Magnétite Schéelite
6	Traces de fusion au chalumeau.	Bronzite Calamine
7	Infusible.	Quartz Molybdénite Calcite Chromite Cassitérite

Échelle de dureté (Mohres).

COEFFICIENT	CARACTÈRE	ESPÈCES MINÉRALES
1	Rayé par l'ongle facilement.	Talc
2	Rayé par l'ongle.	Gypse, sel gemme
3	Rayé facilement par le verre.	Calcite
4	Rayé par le verre.	Fluorine cristallisée
5	Rayé par l'acier.	Apatite
6	Difficilement rayé par l'acier.	Orthose lamelleuse
7	Non rayé par l'acier; raie le verre.	Quartz
8	— — —	Topaze
9	— — —	Corindon, Saphir
10	— — —	Diamant

Minéraux qui décrépitent quand on les chauffe.

Anglésite; Aragonite; Barytine; Blende; Bournonite; Calamine siliceuse (Willemite); Cerusite; Chalcopyrite; Fluorine; Gypse; Malachite; Polybasite; Samarskite; Sel gemme; Sidérose; Wulfénite; Zinkénite.

Minéraux changeant de couleur sous l'action de la chaleur.

Azurite	de bleu	devient noir.
Amazonite	vert	gris.
Apatite	blanc	incolore.
Calcite	blanc	opaque.
Célestine	bleu	incolore.
Dioptase	vert	noir.
Emeraude	vert	opaque.
Erubescite	rouge	noir.
Grenat	noir	vert.
Fluorine	violet	incolore.
Hematite	rouge	brun foncé.
Limonite	brun	rouge.
Malachite	vert	noir.
Topaze	jaune	rose violet.
Turquoise	bleu	noir.
Zircon	rouge	incolore.

Classification des assises houil

PHASES	ÉTAGES GÉOLOGIQUES	ZONES	TYPES PRINCIPAUX DE LA FLORE
Ve	Partie supérieure de l'étage permien.		Conifères du genre Ullmania.
IVe	Partie inférieure de l'étage permien.	Zone supérieure.	Continuation de la flore houillère avec quelques types spéciaux : Calamites gigas.
		Zone inférieure.	
IIIe	Partie supérieure de l'étage houiller.	Zone supérieure.	Pecoptéris. Cordaïtes. Calamodendron.
		Zone moyenne.	
		Zone inférieure.	
IIe	Partie inférieure de l'étage houiller.	Zone supérieure.	Sigillaria. Nevropteris. Annularia radiata. Lepidodendron obovatum. Sphenopteris irregularis.
		Zone moyenne.	
		Zone inférieure.	
Ie		Zone supérieure.	Bornia Radiata. Lepidodendron. Vellheimianum. Cardiopteris. Sphenopteris.
		Zone moyenne.	
		Zone inférieure.	

lères par les flores (de Lapparent).

RÉPARTITION DES PRINCIPAUX GISEMENTS CONNUS
Zechstein ; Couches à plantes fossiles de Recoaro et du Trentin ; Couches de Fünfkirchen en Hongrie.
Grès rouge moyen ; Schistes de Lodève ; Couches de Lebach (Sarrebrück).
Grès rouge inférieur (Rothliegender) ; Grès d'Objat (Corrèze) ; Partie stérile supérieure (300 à 400 m.) de Saint-Etienne ; Schistes d'Autun, de Charmais (Le Creusot) ; Bassin houiller de Bert ; Braunau (Bohême).
Faisceau supérieur de Saint-Etienne ; Saint-Bérain ; Decazeville ; Commentry ; Abrun.
Faisceau moyen de Saint-Etienne ; Champagnac ; Argentat ; Cublac ; Base de Decazeville.
Faisceau inférieur de Saint-Etienne (système de Rive-de-Gier, Ternay et Communay) ; Bessèges ; La Grand-Combe ; Graissessac ; Carmaux ; La Mure ; Petit-Cœur ; Anthracite du Briançonnais.
Lens et Dourges ; Upper Coal-Measures d'Angleterre ; Geislautern-Essen ; Ibbenbühren ; Upper Coal-Measures des Etats-Unis.
Partie principale des bassins du Nord et du Pas-de-Calais, du Hainaut.
Lower et Middle Coal Measures ; Eschweiler ; Bochum ; Cladno ; Dombrowa ; bassin du Donetz et des Asturies ; Partie principale du bassin de la Sarre.
Base des couches du Nord et du Pas-de-Calais ; Millstone-Gritt ; Dortmund ; Belmez ; Lower Coal Measures des Etats-Unis.
Bassin de la Basse-Loire (Chalonnes) et de Sarthe et Mayenne (Sablé, l'Huisserie), Saint-Laurs en Vendée ; Waldenburg (Silésie) ; Kharkoff (Russie).
Grauwacke de Thann et de Rougemont ; Grès à anthracite du Roannais et du Beaujolais ; Culm de Westphalie ; du Nassau ; de Hesse ; du Hartz ; de la Silésie. Saxe (Ebersdorf) ; Moravie (Altendorf). Couches de Burdie House et de Burnt-Islande (Ecosse).

II. — LES MACHINES DE MINES

1° STATION CENTRALE ÉLECTRIQUE

La mine moderne. — Ce qui différencie complètement la mine actuelle des mines anciennes, c'est l'adaptation de l'énergie électrique à tous les services et à tous les organes de l'exploitation.

Le fait dominant, la préoccupation essentielle est de doter la mine d'un ou de plusieurs *groupes électrogènes* convenablement situés, agencés et accouplés dans un corps de bâtiment désigné sous le nom de *station centrale électrique* et qui envoie du courant électrique partout où il y a quelque chose à faire.

La mine moderne comporte donc les organes essentiels suivants :

A. Une centrale électrique où l'on rencontre :

1° Un groupe moteur ;

2° Un groupe générateur de courant électrique et *envoyeur* de courant ;

B. 3° Un réseau de canalisations pour *transport à distance* et *distribution* du courant électrique en des points déterminés de la mine ;

4° Un certain nombre de moteurs recevant du courant (*électromoteurs*) actionnant des appareils variés ;

5° Des appareils d'éclairage, de chauffage, d'inflammation, etc., utilisant directement le courant électrique ;

6° Des postes de *transformateurs* convenablement placés, capables de modifier le courant de façon à l'approprier à l'instrument qu'il doit desservir.

Une bonne mesure est d'installer un *compteur* à tous les postes, afin de connaître la dépense et la consommation de courant dans chacun d'eux et des *interrupteurs automatiques* à maxima susceptibles de protéger les appareils, envoyeurs ou receveurs de courant, contre les répercussions de surcharges ou d'efforts insolites accidentels.

On assure d'ailleurs l'uniformité d'allure du système par l'emploi de *régulateurs automatiques* et de *volants*.

L'emplacement de la station centrale dépend des convenances locales et principalement du genre de force motrice initiale dont on dispose ou que l'on choisit.

Les progrès remarquables de la mécanique, les modifications profondes des conditions économiques industrielles, ont conduit à ac-

croître le tonnage extrait et à réclamer de plus en plus aux engins mécaniques un excès de rendement que la pénurie de la main-d'œuvre ou l'élévation incessante des salaires ne permettait pas d'atteindre sans leur secours.

Tous les services d'une mine ont été rénovés par l'adaptation d'engins mécaniques à leur fonctionnement.

Depuis la machine à écrire et la machine à parler (téléphone) et la machine à compter qui ont si profondément modifié les services administratifs jusqu'à ces puissantes stations centrales d'électricité qui répandent et distribuent de l'énergie à volonté, partout et à tout instant, il n'est pas une manipulation qui — contrairement à ce que ce mot veut dire — ne s'opère, désormais dans une mine, sans presque le secours des mains.

En présence de cette transformation radicale qui met, à présent, tous les services d'une mine à la merci de la circulation de l'énergie qui passe et qui s'offre sous une forme appropriée aux besoins de ce service, nous présenterons les questions intéressant la mine dans un ordre nouveau et nous les rangerons sous six titres distincts. C'est ainsi que nous traiterons successivement :

I. La machinerie des mines ;
II. L'outillage des mines ;
III. L'aménagement des mines ;
IV. Le façonnage du produit brut pour produit marchand (préparation mécanique) ;
V. L'administration des mines ;
VI. La législation des mines.

Qu'on veuille bien remarquer que notre innovation, dans l'exposé des questions touchant à l'exploitation des mines, cadre avec l'organisation adoptée dans les sociétés minières, qui adjoignent à l'ingénieur-directeur, chargé de l'administration, des ingénieurs chefs de services qui ont, chacun dans leurs attributions respectives, un des titres que nous prenons pour division de cet agenda ; en sorte que chacun trouvera rassemblés, dans un ou plusieurs chapitres, ce qu'il lui importe le plus particulièrement de se rappeler à un moment donné.

Nous n'oublions pas, en effet, que ce que nous présentons ici par cet agenda est un répertoire *abrégé*, mais *complet*, des données, théoriques et pratiques, nécessaires au mineur ; répertoire qui doit le dispenser de compulser des ouvrages didactiques volumineux pour puiser le chiffre, la formule ou le renseignement que le hasard des circonstances le mettent dans la nécessité de se procurer *illico*.

Station centrale. — Le genre de moteur d'une station centrale pour mine varie, mais il est généralement dicté par la nature de la substance exploitée et les conditions géographiques de la mine.

Les mines métalliques, situées le plus souvent en pays de montagne, s'adressent ainsi, presque exclusivement, aux *chutes d'eau ;* les

mines de houille utilisent les combustibles médiocres et invendables, ne pouvant supporter les frais de transport jusqu'au point de leur consommation possible, ou, encore, les produits volatils inutilisables des fours à coke. Dans ces deux cas, on a recours aux *moteurs à gaz pauvre* tout comme dans le cas de certaines mines métalliques situées dans des contrées désertiques où l'on peut récolter des brindilles de végétaux et des herbes qui alimentent des gazogènes du type Riché par exemple.

Nous pouvons classer les stations centrales d'après l'élément moteur :

A) Vapeur d'eau :

1° Provenant de *chaudières* chauffées :

a) Par combustible ;

b) Par chaleurs perdues de fours à coke ou de fours métallurgiques ; et actionnant :

c) Des machines à cylindres ;

d) Des turbines à vapeur.

2° Provenant d'économiseur et de condenseur de vapeurs d'échappement alimentant :

e) Des turbines à basse pression.

B) Gaz :

1° Provenant de gazogènes distillant :

a) Des matières minérales : schistes bitumineux, lignites, charbons médiocres, etc. ;

b) Des matières végétales ;

2° Provenant de fours divers : gaz perdus de fours à coke, de hauts fourneaux, de fours de calcination.

C) Chutes d'eau : roues hydrauliques, turbines.

Dans certaines mines, on a utilisé des eaux circulant dans les travaux souterrains (Hartz, turbine souterraine du puits de l'Ondaine à Saint-Étienne).

L'agencement d'un générateur électrique (dynamo) et de la machine motrice qui l'entraîne ; l'accouplement de ces deux organes constitue un ensemble appelé : *groupe électrogène*. Généralement les deux appareils sont unis, sans intermédiaires (courroies ou engrenages) à l'aide de *joints* particuliers (Raffard, etc.).

Les stations centrales de grandes puissances, de 10 à 15.000 HP, par exemple, sont actionnées, de préférence, avec des turbines à vapeur dont on distingue trois types : *axiales*, *centrifuges* ou *centripètes*, selon que le fluide s'y meut parallèlement ou perpendiculairement à l'axe.

On rencontre des turbines :

A réaction partielle (genre Parsons) ;

A disque simple (genre Laval) ;

A chute de vitesse (genre Kolb) ;

A chute de pression (genre Rateau) ;

A chute de vitesse et de pression (genre Curtis).

On installe des chaudières *multitubulaires* à grands volumes d'eau et de vapeur : elles permettent de constituer de puissantes unités à haute pression à cause de leur surface de chauffe directe et de leur peu d'encombrement.

Renseignements sur les chaudières à vapeur. — Pour produire la vapeur dans des conditions aussi économiques que possible, il faut choisir le type de chaudière le mieux adapté au procédé de chauffage et au genre de combustible dont on dispose, puis éviter les pertes de chaleur. Les pertes de chaleur résultent : des pertes par la cheminée, des combustions incomplètes et, quand il s'agit de chaudières à feu nu, du déchet de charbon passé dans les cendres. On peut calculer ces pertes en recourant aux formules suivantes :

a) Perte, en calories, par les gaz encore chauds qui s'échappent par la cheminée :

$$N_1 = 0{,}238\,(1 + P)\,(T' - T).$$

P, poids d'air aspiré par kilogramme de charbon ;
T et T', température de l'air sous la grille et à l'orifice de la cheminée ;
0,238, chaleur spécifique moyenne des fumées.

b) Perte, en calories, par combustion incomplète :

$$N_2 = \frac{C}{100}\,(8.000 - 2.473).$$

C, poids du carbone transformé en CO ;
8.000, calories fournies par le charbon ;
2.473, calories fournies par 1 kilogramme de charbon se transformant en CO.

Pour calculer C, en supposant une houille à 75 0/0 de carbone qui en perd un poids *a* dans les cendres et dont une quantité *b* se transforme en CO par kilogramme de carbone brûlé, on a :

$$C = \frac{b}{100}\,(75 - a).$$

Pour diverses quantités théoriques K nécessaires pour brûler 1 kilogramme de charbon, on estime que les gaz de combustion correspondants ont les teneurs suivantes en CO^2 :

VALEURS DE K	CO^2 0/0	PERTE DE CHARBON 0/0
1,5	13	14
2,0	9,5	19
2,5	7,6	24
3,0	6,5	29
4,0	4,7	38
6,0	3,0	57
9,5	2,0	90

Ces énormes pertes s'accentuent encore quand les bouilleurs, ou tubes d'eau, sont encroûtés et on admet que la dépense supplémentaire en charbon est de :

15 0/0	pour un dépôt calcaire de	1 à 2 millimètres.
40 à 45 0/0	—	5 à 6 —

Il y a donc avantage à *désincruster* fréquemment ou, mieux, à *épurer* les eaux d'alimentation.

(*c*) Pertes, en calories, par déchet de charbon dans les cendres :

$$N_3 = 8.000 \frac{a}{100}.$$

La chaudière tubulaire est de faible capacité, et d'un entretien coûteux, mais elle est vite mise en pression.

Aussi préfère-t-on, dans les mines où le plus souvent les eaux d'alimentation sont impures, l'usage de chaudières horizontales à bouilleurs. Avec un charbon médiocre (30 0/0 de cendres), un type assez courant de chaudière aurait les caractéristiques suivantes, calculées sur la base d'une surface de grille prise pour unité :

Surface de chauffe	20
Dépense de charbon par mètre carré de grille et par heure	65 à 80 kilogrammes.
Vapeur produite par kilogramme de combustible.	4 à 6
Vapeur produite par mètre carré de surface de chauffe et par heure	18

Pour un travail intermittent, comme il arrive dans les mines métalliques, on doit recourir à une chaudière à gros corps cylindrique qui emmagasine la chaleur pendant les arrêts ; pour un travail continu, on préfère les chaudières multitubulaires (Babcok et Wilcox, de Maeyer, etc.), qui, avec une faible consommation de charbon, donnent des pressions élevées.

On peut donc admettre que les chaudières à bouilleurs peuvent produire de 15 à 18 kilogrammes de vapeur par heure et par mètre carré de surface de chauffe.

En dehors des chaudières à grand corps, il existe deux autres classes très importantes de chaudières : les chaudières *tubulaires*, où les gaz chauds traversent une série de tubes, et les chaudières *tubulées* ou *multitubulaires*, où l'eau remplit les tubes qui sont chauffés extérieurement. Ces deux grandes catégories comprennent des types très variés. Parmi les chaudières tubulaires, on distingue les chaudières du type locomotive et les chaudières à tubes en retour.

Parmi les chaudières *tubulées*, on peut distinguer : systèmes Belleville, Niclausse, Durr, etc., à gros tubes rectilignes, et système Field, où les tubes plongent dans les gaz chauds.

Enfin, certains systèmes sont, à la fois, tubulaires et tubulés.

Mais, si l'on a égard aux pertes, il ne faut pas compter plus de 12 à 13 kilogrammes disponibles pour les cylindres.

Quand les mines sont à des altitudes élevées, on constate une perte de puissance de :

10 0/0	à l'altitude de	800	mètres
12	—	1.000	
20	—	1.750	
30	—	2.800	

Aussi convient-il de déterminer dans ces cas la puissance P des chaudières et des machines par la formule :

$$P = P_0 \cdot \frac{H}{H_0}.$$

P_0 et H_0, puissance et pression atmosphérique au niveau de la mer.

P et H, puissance et pression atmosphérique à l'altitude de la mine.

Si on suppose une chaudière de 50 HP chauffée avec un bon charbon, on peut compter :

8 kilogrammes de vapeur produite par kilogramme de charbon brûlé.
12 — cheval-heure (chaudière sans condenseur).
8 — cheval-heure (chaudière avec condenseur).

Utilisation des flammes perdues. — Avec du charbon à 29 0/0 de matières volatiles et 10 à 12 0/0 d'humidité, on produit dans des chaudières, chauffées par les flammes perdues de fours à coke, environ $0^{kg},700$ de vapeur d'eau par kilogramme de charbon enfourné. Le rendement de la chaudière et du carneau des gaz brûlés ressort à :

$$\frac{0,70 \times 660}{625} \text{ ou } 73\ 0/0,$$

si on admet que les gaz renferment 1.400 calories par kilogramme de charbon sec et 1.250 par kilogramme de charbon enfourné à 10 ou 12 0/0 d'eau et que moitié de cette chaleur se trouve dans les gaz brûlés à leur sortie des fours (données de Lens). Une tonne de coke produit exige 4/3 tonnes de charbon enfourné.

Utilisation des gaz en excès des fours à coke dans des moteurs à explosion. — Avec des charbons à 25 0/0 de matières volatiles, 10 0/0 d'humidité et 9 0/0 de cendres et pour 7 tonnes enfournées, on a obtenu, par four (3 brûleurs et 7 prises d'air) : 325 mètres cubes de gaz épuré, d'une densité de 0,482 (mines de Lens).

On peut accroître le volume de gaz disponible en munissant les fours à coke de *régénérateurs de chaleur* à inversion périodique (empilages de matériaux réfractaires léchés alternativement par les flammes perdues et l'air comburant, principe, connu du régénérateur Siemens).

La station centrale des mines de Lens, en 1914, empruntait sa puissance à 414 fours à récupération et aux 140 fours à régénérateurs dont cette mine disposait.

Utilisation des vapeurs d'échappement. — Depuis 1900, M. Rateau a fait progresser l'utilisation rationnelle, entrevue et étudiée par lui, de la vapeur d'échappement dans des turbines à basse pression.

Aux mines de Lens, cinq installations de turbines à basse pression fonctionnaient en 1914 ; des expériences précises ont été faites sur trois de ces machines. A la fosse n° 5, sur un turbo-alternateur de 450 kilowatts, à 1.500 tours par minute, la consommation, à pleine charge, était de 17 kilogrammes environ par kilowatt-heure, avec une pression absolue, à l'amont, égale à la pression atmosphérique, et une contre-pression absolue de $0^{kg},1$ à l'aval. A la fosse n° 13, sur un turbo-alternateur de 550 kilowatts à 3.000 tours par minute, la consommation aux essais sur place était descendue à $16^{kg},4$ par kw-h., avec $P = 1,06$ et $p = 0,098$.

A la fosse n° 12, la turbine à basse pression, d'une puissance nominale de 800 chevaux, actionnait un compresseur d'air. Les essais ont indiqué, pour la turbine seule, un rendement de 0,711 pour $P = 1,208$ et $p = 0,136$, c'est-à-dire pour le cas où la consommation théorique indiquée par l'abaque de M. Rateau basée sur la formule :

$$K = 0,85 + \frac{6,95 - 0,92 \log P}{\log P - \log p},$$

serait de 8 kilogrammes par cheval-heure. Si l'on accouplait cette turbine avec une génératrice électrique appropriée, d'un rendement de 0,91, le rendement de l'ensemble atteindrait 0,64 et la consommation de vapeur, par kilowatt-heure, serait de 17 kilogrammes environ.

Ces chiffres font ressortir le sérieux intérêt industriel qu'il y a à utiliser, dans une turbine à basse pression, la vapeur d'échappement de machines primaires à consommation élevée, comme les machines d'extraction. On a souvent déterminé que la consommation de telles machines était, pour celles utilisées au voisinage de leur puissance ; de 22 à 25 kilogrammes par cheval utile dans le puits. Compte tenu des purges, du rendement de l'accumulateur, du flux des périodes de moins bonne utilisation de la turbine, on peut produire pratiquement avec cette quantité de vapeur d'échappement : 1,4 à 1,5 chevaux électriques. La machine d'extraction, complétée ainsi par un groupe à basse pression, consomme donc environ 10 kilogrammes par cheval total utile, ce qui est très satisfaisant.

Ceci explique le rapide développement des installations de turbines à basse pression dans les mines, développement encore favorisé par l'invention de turbines mixtes, due également à M. Rateau (bré-

vet du 24 mai 1901). Dans ce dernier cas, la vapeur d'échappement est utilisée dans un groupe relié à un réseau ; l'admission de vapeur vive est nécessaire pour éviter les variations importantes de charge qui résulteraient des variations de pression dans l'accumulateur de vapeur ; cette vapeur vive, travaillant dans une turbine mixte, y produit le kilowatt-heure avec une consommation inférieure de 50 0/0 à celle d'une turbine à basse pression seulement.

Des expériences et remarques faites en cours d'exploitation aux mines de Lens, il résulte que les turbines à basse pression fonctionnent en moyenne pendant le jour au voisinage de 8/10 de leur puissance avec une pression absolue à l'admission avant obturateur égale à $1^{kg},1$ et une contre-pression moyenne à l'échappement de $0^{kg},1$. Mais, pour l'évaluation du rendement, en partant de la consommation théorique, il faut considérer non la pression *avant* mais la pression *après* obturateur. Cette dernière étant de 0,9 environ, l'abaque Rateau donne une consommation théorique de 8 kilogrammes par cheval-heure. Le rendement moyen des groupes installés ayant été trouvé égal à 0,6, la consommation effective moyenne, pour des groupes alternateurs, dans nos conditions de marche, est donc :

$$\frac{8}{0,6 \times 0,736} = 18 \text{ kilogrammes par kilowatt-heure.}$$

C'est ce chiffre *pratique*, vérifié par des expériences faites à la fosse n° 13, qu'il faut prendre pour calculer la puissance électrique pouvant être créée avec la vapeur d'échappement des installations de Lens capables d'extraire annuellement 4 millions de tonnes de charbon, dont 1/8 environ par des fosses équipées électriquement.

La quantité de vapeur qui était produite annuellement dans les chaudières des fosses est en chiffres ronds de 1 million de tonnes. Pour tenir compte du rendement des accumulateurs ou régulateurs du flux, nécessaires pour transformer en un flux pratiquement continu le flux irrégulier de vapeur d'échappement des machines primaires, ainsi que des purges et de diverses autres pertes, il faut réduire cette quantité de 20 0/0 environ.

D'autre part si, pendant le plein fonctionnement des machines d'extraction, on peut admettre une consommation de 18 kilogrammes de vapeur d'échappement par kilowatt-heure produit, il faut, à cause des périodes de faible charge, prendre une moyenne un peu plus élevée, soit 20 kilogrammes.

On pouvait donc produire annuellement, en utilisant partout et tout le temps la vapeur d'échappement :

$$\frac{800.000.000}{20} = 40.000.000 \text{ de kilowatts-heures.}$$

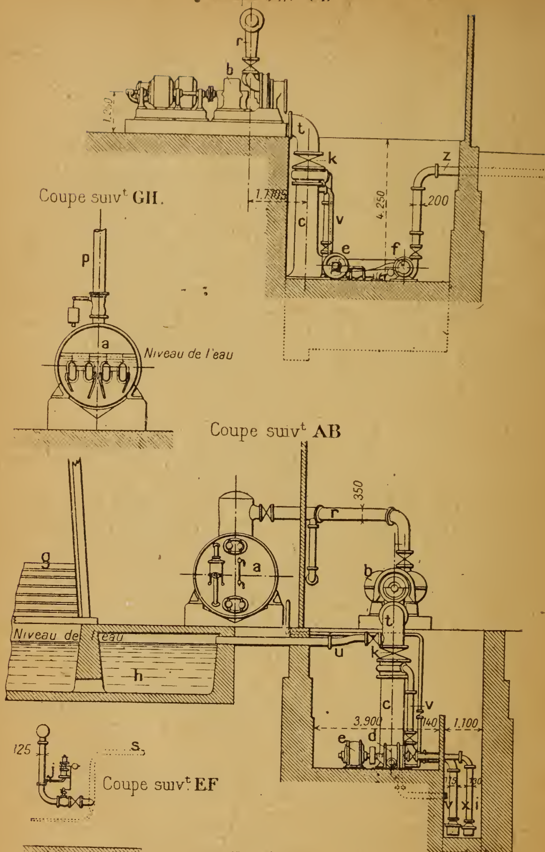

Coupe suivt CD
r
b
1.250
t
k
z
1.1105
4.250
200
c
v
e
f
Coupe suivt GH.
p
a
Niveau de l'eau
Coupe suivt AB
350
r
a
g
b
t
Niveau de l'eau
u
k
h
c
v
3.900
140
1.100
e
d
125
s
j
Coupe suivt EF
y
x
i

Fig. 1.

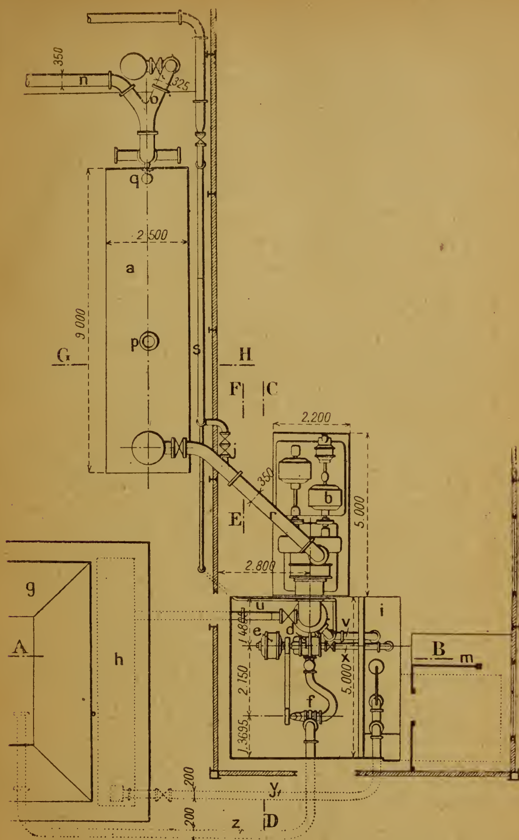

350
n
325
o
q
2 500
a
9 000
p
G
s
H
F
C
2.200
350
b
5.000
E
r
2.800
g
u
i
1.484
e
d
v
A
h
B
m
x
2.150
f
5.000
1.3695
200
y
200
z
D

FIG. 1 *bis*.

La quantité de vapeur d'échappement est environ double pendant le jour de ce qu'elle est pendant la nuit. Pour pouvoir utiliser toute cette vapeur, les groupes turbines devaient donc avoir une puissance égale aux 3/2 de celle obtenue en divisant le nombre de kilowatts-heures par le nombre d'heures annuelles, soit :

$$\frac{40.000.000}{300 \times 24} \times \frac{3}{2} = 8.300 \text{ kilowatts-heures.}$$

Ce dernier chiffre n'est qu'un chiffre théorique. A Lens, comme dans la plupart des mines, on ne pouvait utiliser, pour la production de l'énergie électrique, toute la vapeur d'échappement des fosses. Dans certains cas, la machine d'extraction, à la limite de sa puissance, a besoin du secours de la condensation pour les démarrages et surtout pour la facile exécution des avant-manœuvres ; dans d'autres cas, la puissance cumulée des machines d'un siège est trop faible pour motiver l'installation, toujours coûteuse, d'un groupe à basse pression. Enfin, il y a avantage, partout où cela est utile, à commander par turbines à vapeur d'échappement des compresseurs rotatifs pour produire directement l'air comprimé nécessaire aux travaux du fond ; à faire ainsi, on évite de passer par l'intermédiaire de l'électricité et on accommode bien la production d'air comprimé aux besoins du fond, surtout intenses pendant l'extraction du charbon.

Toutes ces causes réunies font que, à Lens, le programme d'utilisation de la vapeur d'échappement pour la production d'énergie électrique ne comportait que l'installation d'une puissance de 3.300 kilowatts environ.

En résumé, les trois sources d'énergie disponible que nous venons de passer en revue sont capables de fournir les puissances ci-après:

Par les flammes perdues des fours à coke.......	3.000	kilowatts
Par le gaz en excès	5.200	—
Par la vapeur d'échappement des fosses.........	3.300	—

Une installation utilisant les vapeurs d'échappement se compose :

1° Des machines primaires fournissant des vapeurs d'échappement :

2° D'un accumulateur recevant les vapeurs d'échappement et régularisant les flux de vapeur se rendant à la turbine ;

3° D'une turbine à basse pression ou mixte ;

4° D'une condensation.

L'accumulateur joue le rôle d'une chaudière basse pression à grand volume d'eau ; comme tel, il se compose d'un corps cylindrique en tôle contenant de l'eau. Des canaux munis d'orifice plongent dans l'eau, ils reçoivent les vapeurs d'échappement et les obligent à barboter dans l'eau qu'elles doivent réchauffer.

Résultats d'essais faits sur un accumulateur.

POIDS de l'eau dans l'accumul.	QUANTITÉ de vapeur débitée par l'accumulateur	DURÉE DES CORDÉES		PRESSION effective dans l'accumulateur	VARIATION de température
		en fournissant de la vapeur	sans en fournir		
kg.	kg.	sec.	sec.	kg. par cm2	
23.000	2.800	26	64	0,130	3°
23.400	2.060	23	72	0,135	3,2
23.500	2.520	23	67	0,135	3,2
23.600	2.825	24	81	0,130	3
27.000	2.270	28	128	0,095	2,4
27.300	2.500	26	72	0,075	1,85

Voici une installation de turbo-alternateur à basse pression : (voir *fig.* 1 et 1 *bis*).

Appareils :

a, accumulateur ;
b, turbo-alternateur ;
c, condenseur ;
d, pompes à air et d'extraction ;
e, moteur des pompes ;
f, pompe centrifuge du réfrigérant ;
g, réfrigérant ;
h, réservoir d'eau froide ;
i, puisard d'aspiration des pompes du condenseur ;
j, détendeur de vapeur avec servo-moteur ;
k, vanne d'isolement du condenseur ;
l, clapet d'échappement à l'air libre ;
m, tableau de distribution ;

Tuyauterie :

n, échappement de la machine d'extraction ;
o, — des machines continues ;
p, — à l'air libre avec soupape automatique ;
q, clapet pour retour de vapeur à la machine d'extraction ;
r, prise de vapeur de la turbine ;
s, arrivée de la vapeur vive au détendeur ;
t, échappement de vapeur de la turbine au condenseur ;
u, échappement à l'air libre ;
v, aspiration d'eau froide du condenseur ;
x, aspiration d'eau froide de la pompe à air ;
y, arrivée d'eau froide au puisard avec robinet à flotteur ;
z, refoulement d'eau chaude au réfrigérant.

La *condensation centrale* s'est extrêmement répandue depuis 1900 dans le bassin houiller du Nord de la France. En 1905, quinze sièges en étaient munis; en 1910, trente-cinq. *L'accumulateur Rateau* est apparu au siège n° 5 de Bruay en 1902. Lent d'abord à se répandre, ce n'est qu'en 1905 qu'on le voit fonctionner à deux nouveaux sièges; depuis lors, il conquiert, petit à petit, les installations anciennes et même les nouvelles.

A l'accumulateur, il faut associer la *turbine à basse pression*, inaugurée également en 1902 à Bruay, remplacée, depuis l'installation de la fosse 13 de Lens, en 1908, par la turbine mixte fonctionnant automatiquement, soit en vapeur d'échappement, soit en vapeur vive, toutes installations auxquelles le nom de M. Rateau demeure attaché.

Ces appareils consomment, en y comprenant la dépense de condensation, de 11 à 12 kilogrammes de vapeur vive au kilowatt-heure ou 19 à 22 kilogrammes de vapeur d'échappement; ils permettent, avec un supplément de vapeur de l'ordre de 10 0/0, nécessité par la contre-pression à l'échappement, et un autre supplément de l'ordre de 15 0/0, nécessité par les irrégularités de débit de l'extraction, de doubler et au delà la puissance moyenne de l'ensemble des machines d'un siège et de ramener la consommation générale de vapeur aux environs de 8 à 9 kilogrammes par cheval-heure effectif. Le nombre des installations de turbine à basse pression s'accroît tous les jours.

Enfin le condenseur Westinghouse-Leblanc, si remarquablement simple et efficace, a assuré les bonnes conditions de vide nécessaires au fonctionnement des turbines à basse pression.

Ainsi la machine d'extraction et, avec elle, les autres grosses machines du siège, ont vu, depuis dix ans, leurs conditions économiques de fonctionnement se transformer profondément.

Utilisation de gaz de hauts fourneaux. — On soumet généralement les gaz à l'épuration *au premier degré* quand on les destine aux appareils à air chaud et aux chaudières à vapeur, et au *second degré* quand on les destine aux moteurs à gaz.

Si on admet pour la quantité de gaz, par tonne de coke :

$$V = 4.500 \text{ mètres cubes,}$$

La quantité de gaz disponible par tonne de coke, déduction faite des pertes et du gaz nécessaire pour le chauffage du vent, sera :

$$V' = 2.500 \text{ mètres cubes (soit 55 0/0 du gaz total).}$$

Pouvoir calorifique d'un mètre cube de gaz :

$$Q = 900 \text{ calories.}$$

Rendement thermique effectif du moteur à gaz :

$$r = 20\ 0/0.$$

Mise au mille de coke par tonne de fonte :

$$M = 1.000 \text{ kilogrammes.}$$

On constate immédiatement que si tout gaz disponible d'un haut-fourneau (déduction faite des pertes et du gaz nécessaire pour le chauffage du vent) est employé à la production directe de force motrice dans des moteurs à gaz, la puissance de ce haut fourneau, considéré comme un gazogène, est :

$$P = \frac{M}{1.000} \cdot \frac{VQ \times 425\, r}{75 \times 86.400},$$

$$P = \frac{2.500 \times 900 \times 425 \times 0{,}2}{75 \times 86.400} = 30 \text{ chevaux environ,}$$

par tonne de fonte produite en vingt-quatre heures.

Lorsque l'usine ne possède pas de moteurs à gaz, le gaz disponible est utilisé au chauffage de *chaudières à vapeur*, et la puissance disponible, ainsi obtenue, peut varier (suivant le type et les conditions de fonctionnement de la machine à vapeur, mais surtout suivant la façon plus ou moins complète dont le gaz a été débarrassé, par l'épuration, de sa vapeur d'eau et de ses poussières) *entre* 6 *et* 15 *chevaux par tonne de fonte de production journalière :* c'est-à-dire entre le cinquième et la moitié de la puissance (30 chevaux) dont on disposerait avec des moteurs à gaz. L'augmentation de puissance réalisée par la substitution de moteurs à gaz aux chaudières à vapeur utilisant le gaz de haut fourneau sera donc, au maximum (toujours par tonne de fonte de production journalière), de 24 chevaux si l'on transforme une vieille installation marchant avec du gaz sale et humide ; mais elle pourra n'être que d'une quinzaine de chevaux seulement, dans le cas où l'usine dispose déjà d'une installation moderne de générateurs et machines à vapeur alimentée de gaz convenablement épuré (0gr,5 par mètre cube).

D'autre part, les frais d'épuration supplémentaire, que nécessite l'utilisation du gaz dans des moteurs, sont relativement considérables, le gaz destiné aux moteurs ne devant pas contenir plus de 0gr,02 de poussière par mètre cube, tandis qu'une épuration à 0gr,5 est généralement considérée comme suffisante pour les chaudières ainsi que pour les appareils Cowper. De plus, la sécurité de marche d'une installation de moteurs à gaz n'est réellement acquise qu'au prix de l'immobilisation d'une grosse puissance en réserve. Etant donnés les progrès récemment réalisés par les *turbines à vapeur*, les avantages particuliers de ces machines pour la commande directe des dynamos et surtout des alternateurs (ainsi que des soufflantes centrifuges, qui seront de plus en plus employées pour le soufflage des hauts fourneaux et des convertisseurs) ; enfin, la possibilité d'utiliser, pour l'alimentation des turbines, les vapeurs d'échappement des autres ma-

chines de l'usine sidérurgique, on peut dire que, tout compte fait des frais de premier établissement et d'entretien, le moteur à gaz (s'il garde, même avec la récupération des vapeurs d'échappement par la turbine, un avantage incontestable au point de vue de la puissance totale développée), ne constitue pas néanmoins, de ce fait, la solution *la plus avantageuse dans tous les cas*. Lorsqu'il s'agit soit d'installer de toutes pièces une usine neuve, soit surtout de *transformer une usine existante*, on se trouve, chaque fois, en présence d'une question d'espèce très complexe, qui demande à être étudiée sous tous ses aspects. La solution « turbine » constitue, sans conteste possible, la solution la plus rationnelle et la plus judicieuse.

Utilisation des combustibles de faible valeur dans les gazogènes. — Il existe de très nombreux types de gazogène : il y en a qui peuvent être alimentés par des escarbilles de coke grenu, d'autres par des schlammés de charbon des laveries (gazogène Kerpely, à haute pression), d'autres par des morceaux et même des brindilles de bois (gazogène Riché).

Les deux facteurs économiques du problème sont le prix de revient de l'unité de chaleur dans le gaz produit et le rendement thermique. Le prix de revient s'obtient par la formule :

$$P = \frac{\text{dépenses}}{\text{kg. de combust.} \times \text{m}^3 \text{ de gaz par kg. de combust.} \times \text{pouv. calor.}}$$

Les dépenses comprennent : le prix du combustible, les salaires, les frais d'entretien, l'amortissement et l'intérêt. Le dénominateur dépend : 1° de la quantité de combustible traité par mètre carré de surface de grille et par heure ; 2° du coefficient d'utilisation du combustible ; 3° de la composition du gaz.

Le rendement thermique s'obtient par la formule :

$$R_t = \frac{\text{m}^3 \text{ gaz par kg. combustible} \times \text{pouvoir calorifique du gaz}}{\text{pouvoir calorifique de 1 kg. combustible.}}$$

La plus grande difficulté réside dans la détermination du coefficient d'utilisation du combustible (ou plutôt du carbone qu'il contient). Ce calcul exige la connaissance des teneurs exactes, en carbone, des goudrons et poussières entraînées et des cendres. Or, il est difficile d'obtenir des teneurs moyennes exactes, et la plupart des chiffres publiés paraissent trop faibles.

Les deux difficultés principales que l'on rencontre lorsque l'on traite des produits fins, résident : dans la grande résistance qu'ils présentent au passage du vent et dans l'irrégularité qui en résulte dans la répartition du tirage sur toute la section de la cuve. La plupart des constructeurs cherchent à vaincre ces deux difficultés en réduisant l'épaisseur de la couche de combustible. Cette pratique rend très délicate la conduite du gazogène, parce qu'elle réduit la capacité calorifique de

l'appareil et, surtout, parce que les interventions mécaniques (piquage et décrassage) bouleversent cette faible couche de combustible. Ce dernier inconvénient se fait sentir même dans les gazogènes à grille tournante, avec lesquels on a été amené à ne plus décrasser que de temps en temps, et, à plus forte raison, dans les appareils à grille fixe. Pour faciliter le décrassage et le rendre moins nuisible, on peut combattre l'agglomération des scories par une forte injection de vapeur, mais ce procédé coûte plus cher, donne un gaz moins bon et n'augmente pas la production de gaz par mètre carré de surface de grille et par heure, comme on se le propose.

La consommation est d'environ 20 kilogrammes de vapeur pour 100 kilogrammes de combustible dans les gazogènes Erhardt et Sehmer à décrassage continu et dans le gazogène Kerpely à haute pression, tandis qu'elle est de 55 à 140 kilogrammes dans le gazogène d'Augsbourg-Nuremberg à grille tournante et décrassage périodique, de 138 à 135 kilogrammes dans le même gazogène à grille fixe, et de plus de 200 kilogrammes dans le gazogène Mond à grille fixe.

On a essayé de créer une dépression dans la partie supérieure du gazogène; l'augmentation de production était faible et l'on avait un fort entraînement de poussières.

On augmente plus sûrement la production en mélangeant, aux fines traitées, des éléments à grain plus gros, mais cela peut n être pas très économique.

Ehrhardt et Sehmer ont cherché à obtenir le même résultat par un piquage continuel de la charge, mais les frais de main-d'œuvre étaient trop élevés (deux hommes par gazogène).

De tous les types de gazogène (grille tournante, grille fixe, grille latérale, fusion de cendres), on semble devoir accorder la préférence aux gazogènes à grille en escalier avec une faible hauteur de charge. Pour atténuer la mauvaise influence du décrassage, on construit des gazogènes de très grandes dimensions. Néanmoins la production, par mètre carré et par heure, n'atteint pas celle des gazogènes à haute pression tels que le Kerpely.

Ces gazogènes sont construits spécialement pour l'utilisation des combustibles de faible valeur. L'épaisseur de charge est très forte, et l'on souffle le vent à haute pression. On obtient ainsi un gaz de composition très régulière, quoique le décrassage se fasse d'une façon continue.

Utilisation des chutes d'eau. — Pour étudier l'installation d'une roue ou d'une turbine, il faut connaître :

1° Le débit moyen par seconde;

2° La différence de niveau de l'eau dans le canal d'*amenée* et dans le canal de *fuite;*

3° La force en chevaux exigée.

Le travail que peut fournir une turbine (rendement 70 0/0) est donné

par la formule :

$$T = \frac{0,70\ QH}{75}.$$

Q, débit en litres par seconde,
H, différence de niveau (hauteur de chute) en mètres.

Si on désigne par :

A, la section mouillée du canal d'amenée ;
e, la largeur du canal ;
h, la profondeur d'eau ;
V, la vitesse maximum de l'eau, mesurée directement,

on aura :

$$\text{Vitesse moyenne : } v = 0,84\ V,$$
$$Q = Av,$$
$$A = he.$$

Le nombre de tours n d'une turbine de diamètre D et de vitesse ω sera :

$$n = \frac{60\omega}{D}.$$

Étude sommaire des barrages de retenue d'eau (d'après M. H. Bellet, *la Houille blanche*), — De tels barrages accompagnent généralement les usines électriques desservant une mine métallique en pays accidenté.

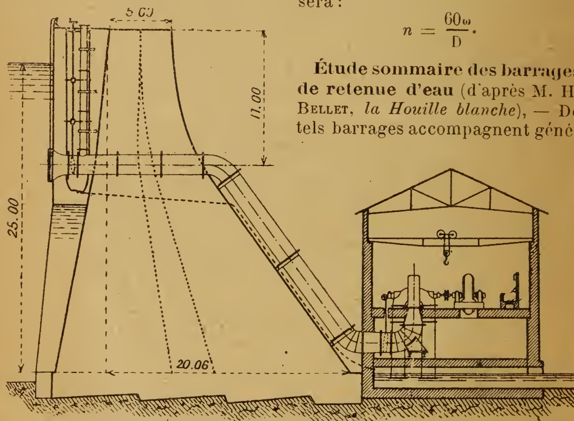


Fig. 2.

La figure 2 montre clairement l'agencement d'une centrale-barrage, et l'on y reconnaît tous les éléments constitutifs essentiels.

La plupart des ruisseaux des pays miniers, alimentés par un bassin hydrologique dénudé et accidenté, ont un régime torrentiel très variable. La figure 3 représente les variations de débit d'un cours d'eau, alimenté par des glaciers, et à régime relativement régulier. La courbe en gros trait et celle en trait fin correspondent respectivement à la plus sèche et à la plus pluvieuse d'une période de dix années consécutives, la courbe en pointillé correspondant à l'année moyenne. Pour une distribution d'énergie, on doit tabler sur le débit *minimum minimorum* **OA**, et si l'on se reporte au graphique, on voit combien le cours d'eau est mal utilisé. Pour l'aménager, on doit ou créer un réservoir ou augmenter la hauteur de chute ou enfin installer des machines à vapeur de secours.

Lorsque le niveau de la retenue est fixe, le barrage sert à créer une chute d'eau, ou tout au moins à l'amorcer, en dérivant, dans un canal d'amenée, tout ou partie de l'eau du ruisseau.

A cet effet, on construit un barrage de faible retenue, submersible pendant les hautes eaux, et simplement destiné à dévier la direction de l'eau afin de diriger celle-ci vers les orifices de prise d'eau. Au moment des basses eaux, tout le débit du ruisseau passe dans le canal de dérivation. Nous citerons, comme exemple, l'installation de la centrale électrique, que nous avons, nous-même, construite pour les mines de Sagne, avec réservoir de régularisation de débit.

On sait que lorsque la hauteur de l'eau est inférieure ou au plus égale à la hauteur du mur, la valeur de la poussée F, exprimée en tonnes par mètre carré de surface du mur, est :

$$F = 0{,}5\ y^2.$$

y, hauteur de l'eau exprimée en mètres.

Le point d'application de cette poussée est au tiers de la hauteur d'eau, comptée à partir de la base.

Lorsque la hauteur d'eau est supérieure à celle du mur, la poussée F, c'est-à-dire l'effort horizontal par mètre courant dû à l'action de l'eau agissant sur le mur de hauteur H, a pour valeur :

$$F = \frac{H^2}{2} + Hh.$$

h, hauteur de l'eau qui déverse au-dessus de la crête du barrage.

Le point d'application de cette force est à une distance Z, au-dessus du fond, telle que :

$$Z = \frac{H}{3} \cdot \frac{H + 3h}{H + 2h}.$$

Si on fait $h = 0$, on vérifie ce que nous avons exprimé, pour le cas de l'eau affleurant à la crête, à savoir :

$$F = \frac{H^2}{2} \text{ et } Z = \frac{H}{3}.$$

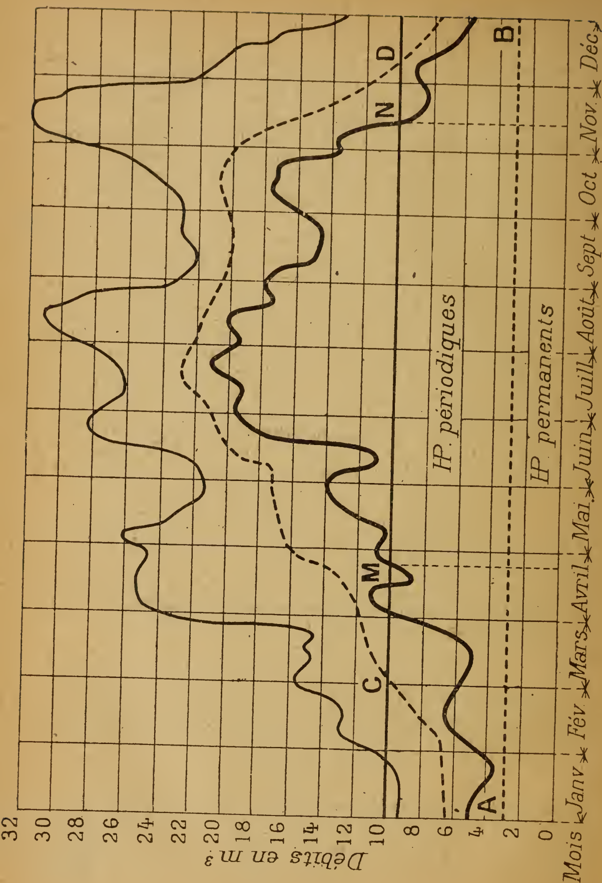

Débits en m³
Mois
Janv. Fév. Mars Avril Mai Juin Juill. Aout Sept. Oct. Nov. Déc.
0 2 4 6 8 10 12 14 16 18 20 22 24 26 28 30 32
A
B
C
D
M
N
HP. périodiques
HP. permanents

Fig. 3.

Il faut connaître les *conditions que doit réaliser un mur pour pouvoir résister à la poussée de l'eau qui agit sur l'un de ses côtés.*

La force horizontale F doit être annihilée par la cohésion des maçonneries et par le frottement exercé sur la section horizontale, par la pesée de la partie située au-dessus de cette section.

Pour augmenter les conditions de sécurité, on ne tient jamais compte de la cohésion, et l'on suppose que le frottement s'oppose *seul* à la poussée de l'eau. De sorte que l'on doit avoir :

$$(N + \pi) f \geqq F.$$

N, poids de la partie du mur au-dessus du plan considéré ou *joint ;*
π, poids de l'eau ;
f, coefficient de frottement.

Donc, pour que la partie supérieure du mur ne puisse glisser le long d'un joint horizontal, il faut que l'on ait :

$$N + \pi \geqq \frac{F}{f}.$$

L'épaisseur E du mur, à la cote y du joint, est donnée par l'expression :

$$E = \frac{y}{f(K + 1)}.$$

K, densité de la maçonnerie.

Divers modes de construction des barrages. — Les murs ayant à supporter une charge d'eau sont actuellement de trois catégories suivant la nature des matériaux qui les composent : *digues en terre*, *barrages mixtes* et *barrages en maçonneries*.

Pour réaliser l'étanchéité des digues en terre, il importe de les construire en bon *corroi*, c'est-à-dire en une terre, de préférence argilo-sableuse, dans laquelle l'argile est juste suffisante pour agglomérer entre eux les grains de sable. Dans la digue du réservoir des houillères de la Sarre (réservoir de Mittersheim), le corroi est composé par moitié de sable et d'argile.

Quelquefois on ajoute au corroi une petite quantité de chaux hydraulique en poudre.

Il importe de pilonner soigneusement et fortement en étalant par couches de faible épaisseur.

Les digues françaises (*fig.* 4) sont constituées par un remblai homogène.

Leur parement amont est généralement incliné à 3 de base pour 2 de hauteur.

Pour arrêter les infiltrations à la base, on dispose, au pied amont de la digue, un mur de garde M, généralement en béton, que l'on descend jusqu'à ce qu'on ait trouvé le terrain imperméable.

Ce mur est flanqué, à l'amont et à l'aval, de deux massifs de terre fortement corroyée, celui d'aval faisant corps avec le massif général de la digue.

En général, la base de la digue n'est pas rectiligne, mais disposée suivant une ligne brisée.

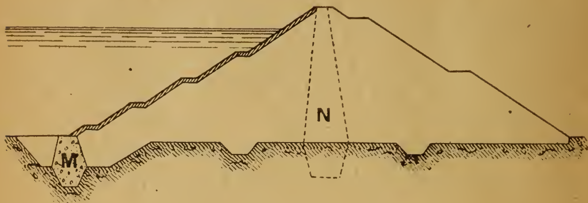


Fig. 4.

Dans les digues anglaises, dont quelques-unes atteignent plus de 20 mètres de hauteur, le corps de la digue est constitué par des matériaux quelconques.

L'étanchéité est alors assurée par un noyau central N, en argile fortement corroyée, qui descend jusqu'au terrain imperméable. Ce genre de digue est moins homogène que le type français et de moindre sécurité.

Le principal avantage des digues en terre réside dans ce fait que, grâce à leur très grande surface d'appui, elles peuvent être établies sur des sols très peu résistants, à la condition toutefois qu'ils soient imperméables, alors que les barrages en maçonnerie exigent des terrains à la fois résistants, incompressibles et imperméables.

Les barrages mixtes comprennent un massif fondamental en terre dans lequel est noyée une armature centrale en maçonnerie, béton, métal ou bois. Ils sont très en faveur en Amérique, et pourtant leurs défauts sont apparents et nombreux.

Le ciment armé est venu récemment apporter une solution heureuse : le *barrage creux* (*fig.* 5), de par sa constitution même, est complètement à l'abri des sous-pressions.

Ce genre d'ouvrage convient donc particulièrement pour les terrains perméables. Ce type consiste essentiellement en une dalle AB en ciment armé qui forme le parement amont. Cette dalle est encastrée en B dans le sol, et elle s'appuie sur une série de contreforts dont la section se projette suivant BAC.

Lorsque le barrage doit être à déversoir (ce qui est particulièrement notre cas pour les ouvrages de prises d'eau des centrales hydro-électriques) il est muni d'un parement aval AC en ciment armé, à double

courbure, pour guider l'écoulement des eaux. L'armature métallique, qui est noyée dans le béton, se compose d'un treillis de barres longitudinales et transversales.

Lorsqu'un pareil barrage doit être fondé sur graviers, ou en général sur terrains peu résistants, les contreforts doivent s'appuyer sur un radier général en ciment armé, qui répartit la pression sur toute la longueur de l'ouvrage. Ce radier doit être prolongé un peu à l'aval, de manière à éviter les affouillements que produirait la lame déversante.

De distance en distance, ce radier est percé de trous, pour laisser passer les eaux d'infiltration et éviter ainsi toute sous-pression.

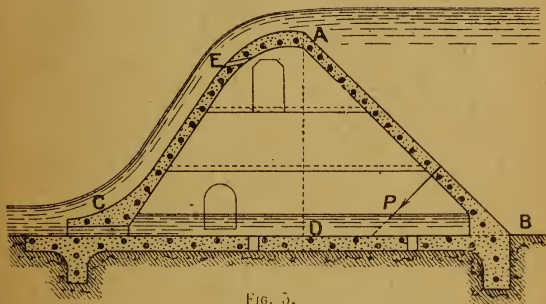


Fig. 5.

Pour calculer la dalle AB, on la divisera en un certain nombre de bandes horizontales, de faible hauteur, que l'on calculera comme une poutre encastrée à ses deux extrémités dans les contreforts.

Quant aux contreforts, on les traitera par la même méthode de calcul que celle employée, d'après les ouvrages spéciaux, pour les barrages pleins en maçonnerie.

Nous donnons (*fig.* 6) les dessins d'un barrage de type récent qui réunit les conditions les plus avantageuses. Un tel barrage pourrait résister à la poussée de l'eau par son propre poids; mais, comme on lui a donné en plan la forme d'une véritable voûte (l'angle au centre étant égal à 90°), ses conditions de résistances sont portées au maximum, car il travaille à la fois comme voûte et par son propre poids.

En France, les formules imposées par le gouvernement pour la révision des conditions de stabilité des barrages font suite à la circulaire ministérielle du 15 juin 1897 (ministère de l'Agriculture) et les formes de l'instruction qui doit précéder les autorisations sont déterminées par le décret du 1er août 1905.

Nous résumons, ci-après, les données essentielles qui régissent l'établissement des réservoirs en montagne, tels que ceux qui s'établissent actuellement à proximité de presque toutes les mines métalliques.

a, largeur d'un joint horizontal quelconque AB ;
S, surface de la partie du barrage située au-dessus de ce joint ;
d, distance AC de l'extrémité amont du joint à la verticale passant par le centre de gravité G de la surface S ;
D, poids du mètre cube de la maçonnerie sèche.

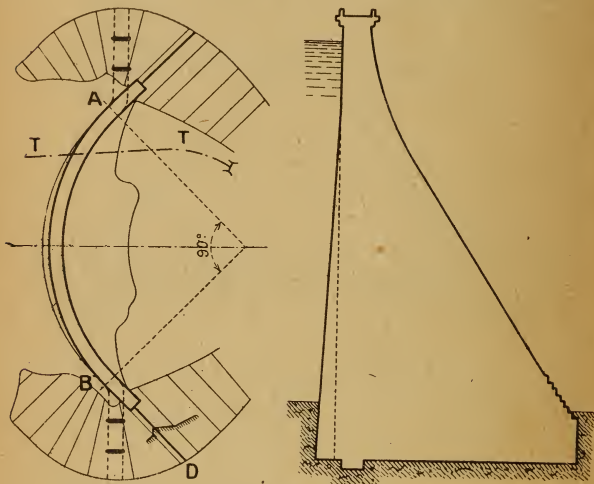


Fig. 6.

Réservoir vide. — Quand le réservoir est vide, le joint AB supporte, par mètre carré, le poids P de la maçonnerie sèche de la partie de la digue située au-dessus de ce joint, poids qui a pour valeur : $P = SD$, et qui agit en C à la distance d de l'extrémité amont du joint. Et l'on a, en appliquant la loi du trapèze :

Pour la pression moyenne sur le joint AB : $\frac{P}{a}$.

Pour la pression à l'extrémité amont A :

$$\frac{4a - 6d}{a} \cdot \frac{P}{a}.$$

Et pour la pression à l'extrémité aval B :

$$\frac{6d - 2a}{a} \cdot \frac{P}{a}.$$

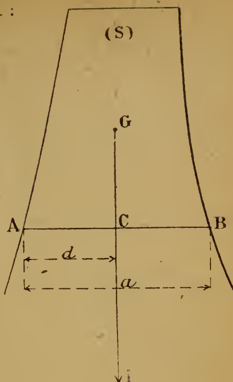


Fig. 7.

Réservoir en charge. — Quand le réservoir est en eau, le poids du mètre cube de la maçonnerie sèche doit être diminué de 100 kilogrammes, pour tenir compte de l'effet nuisible que peuvent produire les eaux qui s'infiltrent dans les maçonneries, et viennent suinter sur le parement aval.

On posera donc :

$$D_1 = D - 100 \text{ kilogrammes},$$

et le joint AB supportera par suite, par mètre courant :

D'une part, le poids P_1 de la maçonnerie de la digue, qui a pour valeur $P_1 = SD$, et qui agit en C à la distance d de l'extrémité amont du joint;

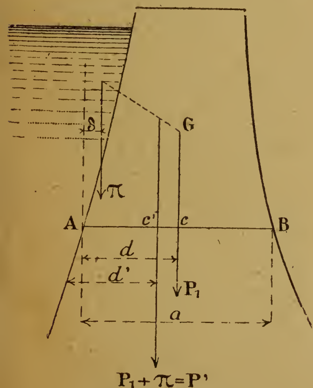


Fig. 8.

D'autre part, le poids π de l'eau du réservoir qui presse sur le parement de la digue, et qui agit à une distance δ de l'extrémité amont du joint;

C'est-à-dire qu'il supportera, par mètre courant, un poids total P' tel que :

$$P' = P_1 + \pi$$

et dont la distance $d' = AC'$ à son extrémité amont, est donnée par la relation :

$$d' = \frac{P_1 d + \pi\delta}{P_1 + \pi}.$$

La partie du barrage située au-dessus du joint AB reçoit, d'autre part, la poussée Q par

mètre courant de l'eau du réservoir qui agit à une hauteur h au-dessus de ce joint et la résultante R des deux forces P′ et Q, vient rencontrer le joint AB au point D. Cette résultante fait avec la verticale un angle α et :

$$\text{tg. } \alpha = \frac{Q}{P'}.$$

Si l'on appelle c la distance de son point d'application au point C′, on a :

$$c = h \text{ tg } \alpha$$
$$b = BD = a - (d' + c).$$

La résultante R, qui agit sur le joint horizontal AB peut se décomposer en deux forces : Q et P′. Q doit être détruite par la cohésion des maçonneries et par le frottement. Faisant abstraction de la cohésion, on admettra qu'il faut, pour qu'il n'y ait aucun glissement, que tang α soit plus petit que le coefficient de frottement.

Fig. 9.

Quant à la composante verticale P′ appliquée en D à la distance b de l'extrémité aval B du joint, elle se répartit sur le joint horizontal AB, et, en appliquant la loi du trapèze, on a :

Pour la pression moyenne sur le joint AB:

$$\frac{P'}{a};$$

Pour la pression à l'extrémité aval B :

$$\frac{4a - 6b}{a} \cdot \frac{P'}{a},$$

et pour la pression à l'extrémité amont A :

$$\frac{6b - 2a}{a} \cdot \frac{P'}{a}.$$

Mais la pression p, qui se produit sur le joint horizontal, à son extrémité aval B, n'est pas la pression la plus forte que la maçon-

nerie a à supporter en ce point, et il y a enfin à calculer la pression *maxima maximorum* que la maçonnerie peut avoir à supporter en B sur le parement aval.

Cette pression *maxima maximorum* a pour valeur, d'après M. Bouvier :

$$\frac{p}{\text{Cos}^2\ \alpha} = p\ (1 + \text{tang}^2 - \alpha),$$

et d'après Maurice Lévy :

$$\frac{p}{\text{Cos}^2\ \beta} = p\ (1 + \text{tang}^2 - \beta),$$

en appelant β l'angle que fait le parement avec la verticale.

Toutes ces formules supposent que l'on n'a pas d'autre sous-pression à craindre que l'infiltration dans la maçonnerie qui s'accuse par les suintements sur le parement d'aval. S'il en était autrement, on aurait à tenir compte des autres sous-pressions spéciales (cas par exemple des fondations perméables).

Pour appliquer ces formules, on aura à calculer :

1° Les surfaces S et les distances d de leurs centres de gravité à l'extrémité amont des joints ;

2° Les poids P et P_1 de la maçonnerie du barrage pour les deux densités D et D_1 ;

3° Les valeurs de π et de $\mu\delta'$ pour la retenue normale, et pour la surélévation maxima que pourront produire les effets réunis des crues et des vagues ;

4° Et, enfin, les valeurs de P′ et d' dans ces deux cas.

Calcul de S et de d. — On connaît, pour un joint AB, la valeur S de la surface ABCD, celle du moment M de S par rapport à l'extrémité d'amont A de ce joint, et la distance $d = \frac{M}{S}$.

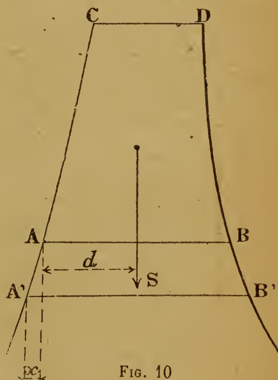


Fig. 10

Pour passer au joint suivant A′B′ dont l'extrémité A′ se trouve à une distance x de l'extrémité A du joint précédent, on a à calculer le moment M′ de la surface A′B′DC ou S + S′, par rapport à l'extrémité A′.

$$M' = Sd + Sx + \text{moment de S' par rapport à A'}.$$

Mais $Sd = M$; il suffit en conséquence, pour obtenir M′, d'ajouter Sx à la valeur déjà trouvée pour M, puis le moment de A′B′BA par rapport au point A′. On dresse successivement la série des tableaux suivants :

Calcul de S et de *d*.

DÉSIGNATION des joints	DIMENSION des surfaces partielles	DISTANCE à l'amont des joints des centres de gravité des surfaces partielles	SURFACES		MOMENTS		DISTANCE à l'amont des joints du centre de gravité de la surface totale (*d*)
			Partielles	Totales (S)	Partiels	Totaux (M)	
Joint 1 — 2 — 3 ⋮							

Calcul de P et de P_1.

DÉSIGNATION DES JOINTS	SURFACES	POIDS	
		pour D =	pour D_1 =
Joint 1 — 2 — 3 ⋮			

Calcul de π et de $\pi\delta$.

DÉSIGNATION des joints	DIMENSIONS des surfaces partielles	DISTANCE à l'amont des joints des centres de gravités	POIDS		MOMENTS	
			Partiels	Totaux (π)	Partiels	Totaux ($\pi\delta$)
		1° *Retenue normale*				
Joint 1 — 2 — 3 ⋮						
		2° *Surélévation de.....*				
Joint 1 — 2 — 3 ⋮						

Calcul de P′ et de *d*′.

DÉSIGNATION DES JOINTS	P_1	d	π	$\pi\delta$	$P_1 d$	$P_1 d + \pi\delta$	$P_1 + \pi$ ou P'	d'
1° *Retenue normale*								
Joint 1								
— 2								
— 3								
2° *Surélévation de...*								
Joint 1								
— 2								
— 3								

Calcul des pressions à vide.

DÉSIGNATION DES JOINTS	LARGEUR des joints (a)	POIDS supporté par les joints (P)	DISTANCE à l'amont des joints (d)	PRESSION SUR LES JOINTS		
				Moyenne	Amont	Aval

Calcul des pressions et de tangente α en charge pour

DÉSIGNATION des joints	LARGEUR des joints (a)	POIDS supporté par les joints (P′)	DISTANCE à l'amont des joints (d')	POUSSÉE de l'eau (Q)	HAUTEUR de la poussée sur les joints (h)	$\frac{Q}{P'}$ ou tang α	h tang α ou (C)
Joint 1							
— 2							
— 3							

Pression à l'amont sur les joints horizontaux

RÉSERVOIR EN CHARGE		RÉSERVOIR VIDE
Surélévation de......	Retenue normale	

a retenue normale, ou une surélévation de....

$(c+d')$	(b)	PRESSION SUR LES JOINTS			tang β	PRESSION maxima maximorum	
		Moyenne	Amont	Aval		formule Bouvier	formule M. Lévy

Pressions à l'aval sur les joints horizontaux avec indication en regard de la pression maxima sur le parement aval

RÉSERVOIR VIDE	RÉSERVOIR EN CHARGE	
	Retenue normale	Surélévation de......

Voici quelques indications sur les conditions requises, par l'administration des Travaux publics (arrêté du 2 juin 1902), pour la réception des matériaux hydrauliques servant à la construction des barrages.

Finesse de mouture et de blutage. — Les essais porteront sur un échantillon de 100 grammes. Le tamisage sera effectué au moyen du tamis de 334, 900 ou 4.900 mailles par centimètre carré ; les fils de ces tamis auront des grosseurs respectives de 20, 15 et 5 centièmes de millimètres.

Densité apparente. — La densité apparente sera déterminée en versant doucement le ciment, ou la chaux, sans les faire tasser, dans une mesure métallique de forme cylindrique, ayant 1 litre de capacité et $0^m,10$ de hauteur. Le ciment et la chaux contenus dans la mesure seront pesés. On prendra, pour la densité apparente, la moyenne des poids constatés dans trois opérations successives.

Durée de prise. — Le ciment ou la chaux seront gâchés à l'eau potable, en pâte ferme, et seront disposés sous forme de gâteau, de 4 centimètres d'épaisseur environ, immédiatement immergé dans l'eau potable.

Le ciment ou la chaux, l'eau de gâchage et le bain d'immersion, seront à la température d'au moins 15° centigrades quand il s'agira de déterminer un maximum de rapidité de prise, et d'au plus 15° quand il s'agira d'un minimum.

On appellera *début de la prise* l'instant à partir duquel l'aiguille Vicat, ayant une section de 1 millimètre carré et pesant 300 grammes, ne peut plus traverser tout le gâteau. On appellera *fin de la prise* l'instant à partir duquel la surface de la pâte peut supporter la même aiguille sans qu'elle y pénètre d'une quantité appréciable, telle qu'un dixième de millimètre.

En cas de contestation, on considérera comme pâte ferme celle qui, gâchée à raison de cinq minutes par kilogramme, puis placée dans une boîte de 4 centimètres de profondeur, sera traversée, jusqu'à 6 millimètres du fond de cette boîte, par une sonde de consistance de 1 centimètre de diamètre et du poids de 300 grammes.

Résistance à la traction. — Les essais de résistance pourront porter sur la pâte ferme de ciment ou de chaux pure, et sur le mortier plastique de ciment ou de chaux, gâché à l'eau potable. Ils seront faits à l'aide d'éprouvettes en forme de 8, ayant une section de 5 centimètres carrés.

Les moules servant à faire les éprouvettes seront remplis en une seule fois; on les agitera d'abord pour expulser les bulles d'air; la pâte ou le mortier sera ensuite comprimé à la truelle, mais non damé; puis, avec le tranchant de celle-ci, on enlèvera l'excédent qui dépassera les bords du moule, et on lissera la surface.

Chaque essai comportera la rupture de six éprouvettes. On prendra,

pour la résistance à la traction, la moyenne des quatre résultats les plus forts.

Le mortier sera dosé en poids, à raison de 1 partie de ciment ou de chaux pour 3 de sable desséché. Le sable sera composé par parties égales de grains de 3 grosseurs, séparés par les quatre tamis en tôle perforée de trous de 0,5; 1; 1,5 et 2 millimètres de diamètre.

Les éprouvettes, après avoir été conservées dans une atmosphère humide, et à l'abri des courants d'air et du soleil pendant un certain temps convenu par le cahier des charges, seront démoulées et immergées dans l'eau potable. L'eau sera renouvelée tous les sept jours.

En cas de contestation, on considérera comme pâte ferme de ciment ou de chaux pure, celle qui est définie à l'article précédent et comme mortier plastique, un mortier confectionné au moyen de sable de la plage de Leucate (fourni par l'Administration) et gâché avec une quantité d'eau égale, pour 1 kilogramme de matiére, à 70 grammes + 1/6 P, P étant le poids d'eau nécessaire pour transformer 1 kilogramme de ciment ou de chaux en pâte ferme.

Déformation à froid et à chaud. — Les essais de déformation à froid seront faits avec des galettes de ciment, ou de chaux, gâchées avec de l'eau potable en pâte ferme. Les galettes, ayant environ 10 centimètres de diamètre et 2 centimètres d'épaisseur, seront amincies sur les bords et disposées sur des plaques de verre.

Les galettes seront immergées dans l'eau, et conservées jusqu'à la réception définitive des chaux ou ciments.

Les essais de déformation à chaud se feront sur des éprouvettes cylindriques, d'un diamètre et d'une hauteur de 30 millimètres, moulées dans un tube en laiton de $0^{mm},5$ d'épaisseur, fendu suivant une génératrice et portant, soudée de chaque côté de la fente, une aiguille de 150 millimètres de longueur.

Dans les vingt-quatre heures qui suivront l'achèvement de la prise, ces éprouvettes seront immergées dans l'eau, qui sera progressivement élevée à la température fixée par le cahier des charges, puis refroidie jusqu'à la température initiale. L'augmentation d'écartement des pointes des aiguilles ne devra pas dépasser les chiffres indiqués au cahier des charges de l'entreprise.

Aucune des galettes et éprouvettes ne devra présenter la moindre trace de gonflements ni de déformations telles que fendillements, saillies, boursoufflements.

Cahiers des charges types pour les fournitures des matériaux hydrauliques. — *Composition chimique.* — Le ciment de grappiers ne devra pas contenir plus de 1,5 0/0 d'acide sulfurique, ni plus de 5 0/0 de magnésie, ni moins de 22 0/0 de silice combinée.

Le ciment portland ne devra pas contenir plus de 3 0/0 d'acide sulfurique, ni plus de 5 0/0 de magnésie, ni plus de 10 0/0 d'alumine, ni des sulfures en proportions dosables.

Finesse de mouture. — La chaux ne devra laisser au plus 5 0/0 de son poids sur le tamis de 900 mailles par centimètre cube et 2 0/0 sur le tamis de 324 mailles.

Le ciment (portland ou grappiers) devra laisser au plus 30 0/0 de son poids sur le tamis de 4.900 mailles et 10 0/0 sur le tamis de 900 mailles.

Densité apparente. — Le poids du litre de chaux devra être supérieur à 700 grammes; pour le ciment, il sera de 1.100 grammes au moins.

Durée de prise. — Le ciment portland, immergé dans l'eau potable, ne devra pas commencer à faire prise avant un délai de vingt minutes. La prise devra être complètement terminée dans un délai qui ne sera pas inférieur à deux heures, ni supérieur à douze.

Résistance à la traction. — Les éprouvettes de ciment portland pur, immergées dans l'eau potable au bout de vingt-quatre heures, devront présenter une résistance, par centimètre carré, qui sera au moins de 25 kilogrammes au bout de 7 jours et de 35 kilogrammes au bout de 28 jours.

Les éprouvettes de mortier, immergées au bout de vingt-quatre heures dans l'eau potable pour les ciments portland et de grappiers, devront présenter une résistance, par centimètre carré, qui sera au moins de :

3 kilogrammes	pour la chaux..........	6 kilogrammes.
8 —	les grappiers......	12 —
8 —	le portland........	15 —
Au bout de 7 jours	....	Au bout de 28 jours.

Déformation à chaud. — La température de l'essai de déformation à chaud sera de 100°, et sera maintenue pendant trois heures.

L'augmentation de l'écartement des pointes des aiguilles ne devra pas dépasser 10 millimètres pour les travaux non en prise à la mer.

Exemple de station barrage-dynamo. — *Charbonnage de La Mure* (*Isère*). — On utilise l'eau du Drac pour obtenir 10.000 HP par le moyen de turbines et de dynamos de 1.750 HP distribuant du courant triphasé de 50 périodes et 15.000 abaissé à 500 volts pour tous les services de surface (treuils, traction, perforation, éclairage, ventilation, triage, etc.) et à 185 volts pour les services souterrains.

Pour ces derniers services, le courant est ramené à la tension de 185 volts au moyen de deux transformateurs secondaires renfermés dans des cuves en fonte parfaitement étanches, dont le rendement varie, selon les charges, de 91 à 96 0/0.

Des treuils (Ganz-Creusot, 185 volts, 965 tours, 16 HP) desservent les plans inclinés et des locomotives (5 tonnes, 185 volts, électromoteur vertical du type Ganz de 25 HP) servent au traînage.

Exemples de stations centrales à vapeur. — *Carmaux* (année 1910). — Elle comprend quatre groupes électrogènes de 350 HP, chacun, composés d'une machine horizontale compound avec deux cylindres montés en tandem et échappement à l'air libre, d'un alternateur et son excitatrice.

Machine motrice.

Diamètre du cylindre à haute pression..........	450 millimètres.
— — basse pression..........	750 —
Course commune..........................	1.000 —
Nombre de tours par minute..................	100 —
Pression de la vapeur........................	8 kilogrammes.
Puissance en chevaux effectifs..................	350 HP.
Consommation de vapeur par HP heure........	9,75 kilogrammes.

Alternateur triphasé à inducteur mobile et induit fixe (60 *pôles*).

Nombre de tours par minute..................	100
— périodes par seconde..............	50
Tension du courant..........................	240 volts.
Débit en pleine charge........................	750 ampères.
Excitatrice en pleine charge { volts............	115
Excitatrice en pleine charge { ampères.........	80

Les transformateurs peuvent supporter un courant de 240 volts et 360 ampères dans le circuit primaire, ou 18 ampères et 5,000 volts dans le circuit secondaire. Leur rendement, en pleine charge, est de 96 à 97 0/0.

La dépense pour trois groupes (1.500 HP) est :

Main-d'œuvre..................................	34 fr. 50
Petit entretien et graissage.....................	57 25
Consommation de vapeur à 0 fr. 115 les 100 kilos....	34 77
Total par 24 heures..............	126 fr. 52

Soit 0 fr. 008 par kilowatt, non compris les frais généraux de réparations et d'amortissement.

Réseau de distribution. — Quatre lignes :

1° Ligne à 120 volts pour l'éclairage des ateliers divers ;

2° Ligne à 240 volts pour actionner les récepteurs des ateliers divers ;

3° et 4° Lignes à 5.000 volts.

On utilise directement le courant de 240 volts pour actionner : les divers moteurs des laveries, machines à briquettes, défourneuses de coke et on le survolte à 5.000 pour les transmissions à distance ; puis, dans les sous-stations, on l'abaisse de 5.000 à 240 volts pour les moteurs et à 120 volts pour l'éclairage.

Voici l'ensemble des organes desservis :

	Puissance consommée.
1.203 lampes à incandescence	129 HP.
41 lampes à arc	41
154 électromoteurs dont :	
1 pour ventilateurs Geneste-Herscher	80
3 ventilateurs Guibal (65 + 30 + 15)	110
2 treuils	20
5 pompes souterraines (105 + 85 + 25 + 10)	230
4 pompes de surface (15 + 15 + 5 + 5)	40
16 électromoteurs de 1 à 125 HP pour les divers ateliers.	526
1 radiateur pour le chauffage de la dynamitière	4
1 calorifère	3
Puissance totale	1.183 HP.

Rendement des électromoteurs de	1 à 10 chevaux	82 0/0
— —	10 à 30 —	87
— —	30 à 60 —	90
— —	60 à 125 —	93

Le *rendement industriel* (rapport entre l'énergie recueillie sur l'arbre des récepteurs et celle qui est mesurée sur l'arbre de l'envoyeur) est :

Électromoteur utilisant le courant sans transformation		72 à 82 0/0
—	transformé une fois	80 à 82
—	transformé deux fois	68 à 78

Le *rendement général* de l'installation est compris entre 67 et 79 0/0

Stations centrales électriques des mines de Lens. — Courant triphasé, 5.000 volts, 50 périodes.

Centrale n° 1. — Un groupe électrogène de 800 kilowatts (Fives-Lille). Une turbine (Brown-Boveri-Parsons) avec alternateur de 1.000 kilowatts.

Centrale n° 2. — Trois groupes électrogènes, machines à piston de 800 kilowatts (Société alsacienne de Constructions mécaniques).

Centrale n° 3. — Trois groupes électrogènes de 800 kilowatts, moteurs à gaz (Nuremberg), alternateurs Westinghouse. Les usines d'épuration du gaz sont à proximité de cette station.

Centrale n° 4. — Trois turbo-alternateurs de 1.750 kilowatts (Brown-Boveri-Parsons).

Poste central. — Poste de réception, distribution et transformation, qui reçoit dn courant à 5.000 volts des quatre stations centrales et le distribue à l'aide de câbles armés et à 5.000 volts aux différentes installations de la société.

Transformation en 15.000 volts et 45.000 volts pour le transport de force à l'extérieur de la concession.

Ces « centrales » étaient desservies en 1914 par des chaudières ainsi groupées :

Quatre chaudières « Mathot » multitubulaires;

Huit chaudières « Meunier » semi-tubulaires ;

Six chaudières « Belleville ».

Ces dix-huit chaudières étaient chauffées par les chaleurs perdues des fours à coke;

Six chaudières « Belleville » chauffées pour les gaz en excès des fours à coke;

Douze chaudières à bouilleurs « Fives-Lille » ;

Quatre chaudières « Mathot » chauffées directement au charbon ;

Dix chaudières « Belleville » avec surchauffeurs, économiseurs, à foyers automatiques « Underfeed Etoker ».

Fours à coke. — 120 fours, système « Mines de Lens » à carneaux horizontaux de $10^m \times 0^m,550 \times 2^m,250$;

40 fours « Otto Hilgenstock » de $10^m \times 0^m,580 \times 2^m,250$;

84 fours, système « Mines de Lens », à carneaux horizontaux de $9^m \times 0^m,550 \times 2^m,250$;

140 fours, système « Koppers » à *régénérateurs de chaleur*, de $10^m \times 0^m,530 \times 2^m,250$;

60 fours. système « Seibel ».

Ces fours étaient desservis par des pilonneuses enfourneuses système « Kühn, Nicolas et Triquet, Méguin ».

Tous les fours étaient à récupération des sous-produits : goudrons, eanx ammoniacales et benzols.

Il y avait :

Trois usines pour traitement des huiles benzolées;

Deux usines pour la fabrication du sulfate d'ammoniaque;

Deux ateliers pour le degoudronnage des pétroles acides.

Classification de coke. — Production de 15 tonnes à l'heure et produits classés en 0/10, 10/20, 20/40, 40/30.

2° TRANSMISSION ET DISTRIBUTION DE L'ÉNERGIE

Énergie électrique. — La transmission peut se faire de différentes manières et chaque manière permet d'obtenir un rendement spécial.

Pour déterminer les conditions les plus avantageuses d'une transmission, on doit envisager : 1° le rendement, et 2° la dépense de premier établissement.

Il est facile de trouver une expression simple du rendement dans les divers modes généralement adoptés :

I, intensité dans la ligne ;
E et e, voltage à l'origine et à l'extrémité de la transmission.

La puissance *envoyée* est EI ; la puissance *reçue* est eI ; le rendement est $\frac{e}{E}$:

ρ, résistance spécifique ;
L, longueur de la transmission ;
S, section des fils.

Puisque la loi de Ohm donne la relation :

$$E - e = \frac{2\rho L}{S} \cdot I,$$

le rendement sera :

$$(1) \qquad \frac{e}{E} = 1 - \frac{2\rho L}{S} \cdot \frac{I}{E}.$$

MODES DE TRANSMISSION	RENDEMENT	Poids de cuivre nécessaire à la construction de la ligne.
(A) Bifilaire et courant continu	$1 - \frac{2\rho L}{S} \cdot \frac{P}{E^2}$	$2\delta SL + \delta \frac{S}{2} L$
(B) Bifilaire et courant alternatif simple	$1 - \frac{2\rho L}{S} \cdot \frac{2P}{L^2_m} \cdot \frac{1}{\cos^2 \varphi}$	$2\delta SL$
(C) à quatre fils et courant alternatif diphasé à enroulements indépendants	$1 - \frac{\rho L}{S} \cdot \frac{2P}{L^2_m} \cdot \frac{1}{\cos^2 \varphi}$	
(D) à trois fils et courant alternatif diphasé	$1 - \left(1 + \frac{\sqrt{2}}{2}\right) \frac{\rho L}{S} \cdot \frac{2P^2}{E^2_m} \cdot \frac{1}{\cos^2 \varphi}$	$2\delta SL + \delta S \sqrt{2} L$
(E) Courant triphasé	$1 - \frac{\rho L}{S} \cdot \frac{2P}{E^2_m} \cdot \frac{1}{\cos^2 \varphi}$	$3\delta SL$

P, puissance livrée à l'origine.

Dans le cas des courants alternatifs et si la ligne ne présente ni self-induction, ni capacité appréciables (cas habituel), la loi d'Ohm est encore exprimée par la formule (1), mais les quantités E, e et I n'y

sont plus des constantes ; elles varient conformément aux expressions :

$$E = E_m \sin \omega t,$$
$$I = I_m \sin (\omega t - \psi),$$
$$e = e_m \sin (\omega t - \varphi).$$

La puissance P et la longueur L étant fixées une fois pour toutes, le rendement de la ligne dans le mode (A) est d'autant plus élevé que le voltage initial est lui-même plus élevé et que la résistance du mètre courant de la ligne est plus faible.

Le mode (C) est exactement comme si l'on juxtaposait deux lignes à courants alternatifs simples (B) transmettant chacune la moitié de la puissance totale.

Si on donne aux deux circuits du mode (C) un fil de retour commun, on obtient le mode (D) à trois fils.

On diminue la résistance d'une ligne par l'emploi d'un métal bon conducteur et par l'accroissement de sa section.

Si on admet pour le cuivre et le fer galvanisé des cours respectifs de 1.600 et 400 francs la tonne, le prix de revient du mho-kilomètre sera le produit, en francs, du prix de la tonne de métal multiplié par sa densité et par sa résistance spécifique. Le mho est l'unité convenue de *conductance ;* c'est l'inverse de l'ohm. La valeur du mho-kilomètre sera donc :

Pour le cuivre..............	$1.600 \times 8{,}9 \times 1{,}68 = 23.923$	francs,
Pour le fer galvanisé.......	$400 \times 7{,}8 \times 9{,}74 = 30.388$	—

On adopte souvent le bronze pour les transmissions aériennes, le bronze ayant une résistance électrique voisine de celle du cuivre avec une résistance à la rupture 2 ou 3 fois supérieure, ce qui permet de distancer davantage les pylônes.

La section se calcule d'après la règle de lord Kelvin :

$$S = I \sqrt{\frac{p'T\rho}{p\delta a}}.$$

δ, poids spécifique du métal des fils ;
a, taux d'intérêt et d'amortissement ;
p, prix de l'unité de poids du cuivre ;
p', prix de revient du watt-heure reçu à l'extrémité de la ligne ;
T, nombre d'heures de fonctionnement par an ;
ρ, résistance spécifique du métal des fils.

Il ne faut pas dépasser dans les fils une certaine densité de courant par crainte d'un échauffement excessif insuffisamment contrebalancé par l'intensité du refroidissement par rayonnement.

D'après M. Kennely, on admet que la densité limite Δ qu'il ne faut pas dépasser a pour expressions :

$$\Delta = \frac{f(\theta)}{\sqrt[3]{I}} = \frac{I}{S},$$

d'où on peut déterminer la section :

$$S = \frac{1}{f(\theta)} I^{\frac{4}{3}}.$$

θ, température maxima admise en degrés centigrades ;
I, intensité en ampères ;
Δ, en ampères par millimètre carré.

Les valeurs de $f(\theta)$ et de $\frac{1}{f(\theta)}$, pour une ligne aérienne à fil de cuivre nu, sont données par le tableau suivant :

θ	$f(\theta)$	$\frac{1}{f(\theta)}$
15	10	0,1
35	11,7	0,085
45	20	0,05

Toutes ces formules sont applicables aux courants alternatifs en substituant à I. l'intensité I_{eff}.

Le tableau suivant indique, pour diverses valeurs de I, les limites de S et de Δ calculées d'après les formules précédentes, pour une conduite aérienne à fil nu, en admettant une température θ de 35° C.

I en ampères	S en mm.	Δ en ampères par mm²	I en ampères	S en mm.	Δ en ampères par mm²
10	1,8	5,4	100	39,3	2,5
20	4,6	4,3	200	99,4	2,0
30	7,9	3,8	300	170,7	1,8
40	11,6	3,4	400	250,5	1,6
50	15,6	3,2	500	337,3	1,5

Soit une variation de densité de 2 à 4 ampères par millimètre carré pour les intensités habituellement transmises.

M. Bès de Berc (*Cours d'exploitation des mines*, par Haton de la Goupillière) résume dans le tableau suivant les diverses solutions et le rendement de chacune d'elles susceptibles d'amener à 2 kilomètres de distance une puissance de 100 kilowatts (136 HP), mesurée aux bornes

DÉSIGNATION	NATURE DU COURANT						
	continu		alternatif				
				diphasé		ri phasé avecmontage	
	une seule dynamo	deux dynamos en série	mono-phasé	enroulements indépendants	enroulements avec fil de retour commun	en triangle ou en étoile sans fil d'équilibre	en étoile avec fil d'équilibre
Nombre de fils de ligne	2	3	2	4	3	3	4
Section { des fils extrêmes	50 mm2	25	26,6	13,3	18,85	15,4	15,4
Section { du ou des fils intermédiaires	»	12,5	»	13,3	26,6	»	7,7
Voltage efficace initial entre 2 fils extrêmes	2.000 v.	4.000	5.000	5.000	5.000	5.000	5.000
I_{eff} dans { les fils extrêmes	50 a.	25	26,6	13,3	18,85	15,4	15,4
I_{eff} dans { le ou les fils intermédiaires	»	0	»	13,3	26,6	»	0
Voltage efficace restant disponible entre 2 fils extrêmes au bout de la ligne	1.920 v.	3.920	4.940,3	4.940,3	4.940,3	4.940,3	4.940,3
Décalage introduit par la résistance de la ligne	»	»	0°41′17	0°41′17	0°41′17	0°41′17	0°41′17
Perte absolue { de puissance	4 kw.	2	2,1	2,1	2,6	1,8	1,8
Perte absolue { de voltage	80 v.	80	59,7	59,7	59,7	59,7	59,7
Rendement de la ligne { en puissance	0,96	0,98	0,979	0,979	0,974	0,982	0,982
Rendement de la ligne { en voltage	0,96	0,98	0,988	0,988	0,988	0,988	0,988
Poids du bronze employé	1.800 kg.	1.125	947	947	1,146	822	959
Prix du bronze employé	5.400 fr.	3.375	2,841	2.841	3-438	2.466	2.877

de la dynamo envoyeuse, fournie pendant 2.000 heures par an et à pleine charge.

Il suppose la ligne construite en fils de bronze (résistivité de 2 microhms-centimètres) du prix de 3 francs le kilogramme et d'un poids spécifique égal à 9.

On peut conclure de cet exemple, qui répond aux conditions moyennes des transmissions minières, que la transmission de l'énergie au moyen de l'électricité a un rendement très élevé (0,95 et parfois 0,98 pour les distances modérées habituelles) et que l'emploi des courants triphasés survoltés pour la transmission permet d'obtenir le rendement maximum et le minimum de frais de premier établissement de la ligne.

Détails de construction d'une transmission. — Dans toute mine on distingue, partant de la station centrale, une ou plusieurs lignes aériennes de haut voltage sur laquelle sont branchées les lignes desservant les travaux souterrains de chaque siège de voltage considérablement réduit à l'aide de transformateurs placés aussi près que possible des appareils récepteurs, afin d'écourter le plus possible ces lignes à faible potentiel dont le rendement est moins satisfaisant.

Ligne aérienne. — Pour une ligne aérienne établie sur pylônes et s'appuyant sur des isolateurs, l'effort de traction maximum s'exerce près du point d'attache du fil à l'isolateur; on l'exprime par la formule :

$$t = \frac{l^2}{8f}\sqrt{P^2 + (60\,pd)^2}.$$

t, tension du fil en kilogramme;
l, portée en mètres ;
P, poids du fil par mètre courant;
p, pression du vent en kilogrammes par centimètre carré d'une surface plane;
d, diamètre du fil en centimètres;
f, la flèche.

Ligne souterraine. — L'emploi des fils nus doit être proscrit. On les protège, dans certains endroits, contre l'usure occasionnée par des frottements ou des chocs et par l'attaque d'eaux acides, en les entourant de tubes en fer ou mieux en plomb de 30 à 50 millimètres. La capacité qu'ils possèdent peut donner lieu, en se combinant à la self-induction du circuit, à un phénomène de résonance (effet Ferranti), qui se traduit par une surélévation du potentiel, et cela d'autant que la fréquence est plus grande, et provoquer un réel danger dans le cas où l'on se sert de voltages assez élevés. Cet inconvénient s'accroît par l'emploi des câbles concentriques (conducteurs aller et retour coaxiaux et isolés).

Cependant les câbles concentriques, armés ou non, sont à recommander pour l'envoi des courants alternatifs (en raison de l'effet Kel-

vin); ils diminuent le danger des contacts accidentels; en cas de coupure, si on place au jour un interrupteur de sûreté (fil fusible, coupe-circuit électro-magnétique, etc.), on évite la production d'une étincelle de rupture (avantage pour mines à grisou). En revanche, leur écrasement et leur aplatissement, par la chute d'un bloc, peut provoquer un court-circuit. De plus ils sont coûteux.

Le *travail utile final*, mesuré sur l'arbre du *récepteur*, est égal au travail mécanique de l'*envoyeur* diminué des pertes qui résultent de la chute de potentiel sur le réseau de transmission et du travail nécessaire pour faire marcher à vide l'envoyeur et le récepteur ; il peut être évalué à 75 0/0.

La puissance, en watts, d'un récepteur est:

$$EI = 736 \frac{n}{a}.$$

E, force motrice aux bornes du récepteur mesurée au voltmètre;
I, intensité;
n, nombre de chevaux effectifs mesurés au frein sur le récepteur;
a, rendement mécanique de la dynamo réceptrice, c'est-à-dire rapport entre le travail mécanique qu'elle produit et l'énergie électrique qu'elle reçoit :

HP électrique = 736 watts.

On a pour la perte de potentiel sur une ligne dont la résistance est R :

$$v = RI$$

et

$$R = \frac{lm}{S}.$$

m, résistance d'un fil de cuivre de 1 millimètre carré de section et de 1 mètre de longueur ; on prend généralement $m = 0,0206$;

$S = \frac{20l}{R}$;

S, section en millimètres carrés du conducteur de cuivre;
l, longueur de conducteur entre le moteur envoyeur et le moteur récepteur ; si d est la distance de l'un à l'autre, on a $l = 2d$ et par suite :

$$R = \frac{2md}{S} \text{ et } S = \frac{40d}{R}.$$

Application au transport de 200 HP *à* 10 *kilomètres de distance* (P. Janet, *Leçons d'électrotechnique générale*) :

Puissance transmise, 75 0/0	140 HP.
Rendement des machines	90 0/0.
Tension au départ	4.000 volts.
Résistance R de la ligne	16,4 ohms.

Intensité I du courant..................................	33,1 ampères.
Puissance sur l'arbre de l'envoyeur $200 \times 766 =$	147,200 watts.
Puissance aux bornes de l'envoyeur $147.200 \times 0,90 =$ ..	132.480 —
Puissance aux bornes du récepteur $\frac{103.040}{0,9} =$	114.500 —
Puissance perdue par la ligne $132.480 - 114.500 =$ ...	17.980 —
Distance entre l'envoyeur et le récepteur.................	10 km.
Section à donner au fil de cuivre $S = \frac{400}{R} =$	24,4 mm2.
Poids de cuivre de la ligne $P = \frac{0,7d^2}{R} =$	4.170 kg.
Coût probable :	
Prix de la ligne (cuivre à 2.000 francs).................	8.200 fr.
200 poteaux et isolateurs à 25 francs....................	5.000 —
Prix de l'appareil envoyeur à 200 francs le kilowatt.....	14.720 —
Prix de l'appareil récepteur à 200 francs le kilowatt.....	11.450 —
	39.370 fr.

La dépense, par cheval utile transporté, ressort à 280 francs.

A ces dépenses, il faut ajouter le prix des machines motrices de la station centrale.

La transmission d'énergie se fait par courant alternatif avec fréquences de 25 à 50.

Avec celles de 25, on peut réduire la vitesse des moteurs en favorisant le démarrage et la mise des alternateurs en parallèle.

Les plus hautes fréquences s'adaptent aux moteurs devant tourner très vite et qui sont généralement plus légers et, par conséquent, moins coûteux.

On ne dépasse guère les tensions de 25.000 volts pour les transmissions souterraines et 75.000 pour les lignes sur pylônes.

On abaisse la tension avec des *transformateurs statiques*.

On peut alimenter des moteurs d'au moins 40 HP avec une tension de 2.000 volts et de 5 HP au minimum avec celle de 1.000 volts.

L'éclairage demande une tension de 110 volts.

Les alternateurs sont à inducteur tournant et induit fixe avec excitatrices absorbant 3 0/0 environ.

Le rendement des alternateurs varie avec leur puissance. Il est de :

91 0/0	pour une puissance de............	250 kilowatts
92	—	500 —
93	—	1.000 —
97	—	2.000 —

Conducteurs. — Le poids du cuivre des transmissions varie avec la nature du courant ; on compte :

100 de cuivre, avec le courant continu à 2 fils ;			
200	—	alternatif	monophasé ;
200	—	—	biphasé à 4 fils ;
300	—	—	biphasé à 3 fils ;
150	—	—	triphasé.

Pour les lignes aériennes, le diamètre du fil de cuivre est compris entre 3 et 8 millimètres.

On emploie des poteaux de 6 mètres, distants de 40 à 50 mètres.

Pour de petites transmissions de force, on peut utiliser le bronze phosphoreux ou siliceux, de 3 millimètres de diamètre, sur des poteaux distants de 60 à 80 mètres.

L'aluminium devient avantageux quand il coûte à peu près autant que le cuivre, car le rapport des poids respectifs P et P′ de deux conducteurs de même longueur et de même résistance électrique est tel que :

$$\frac{P}{P'} = \frac{rd}{r'd'}.$$

r, résistance spécifique du cuivre	= 0,0166
r', — de l'aluminium	= 0,0295
d, poids spécifique du cuivre	= 8,95
d', — de l'aluminium étiré	= 2,70

Ces valeurs portées dans la formule établissent que le poids de cuivre doit être à peu près le double du poids de l'aluminium.

A prix égal (£ 60 par exemple), l'emploi de l'aluminium amènerait une économie de 46 0/0.

Les *isolateurs* sont :

à simple cloche jusqu'à		200	volts
à double cloche	—	3.000	—
à triple cloche	—	10.000	—

Les conducteurs souterrains sont posés dans des tranchées de $0^m,70$ de profondeur.

Les fils ou câbles sont isolés dans du papier, de la cellulose ou du caoutchouc et enveloppés dans une gaine de plomb que l'on recouvre de fer feuillard roulé en hélice.

Le minimum d'isolement doit être au moins de 1.000 fois le voltage. Ainsi, pour un courant de 1.500 volts, il faut un minimum d'isolement $1.000 \times 1.500 = 1.500.000$ ohms.

A consulter :

Décrets des 22 novembre 1904 et 14 juillet 1907 (réglementent les installations des machines et des canalisations) ;

Loi du 15 juillet 1906 (réglemente les distributions d'énergie électrique).

Machines recevant le courant. — Les électromoteurs employés dans les mines sont des types à présent bien étudiés et bien définis ;

il n'en existe qu'un certain nombre de vraiment pratiques et appropriés respectivement aux treuils d'extraction ou de plans inclinés, aux pompes, aux ventilateurs, aux appareils de traction, aux locomotives, aux perforatrices, aux haveuses.

Chaque moteur doit être protégé et avoir près de lui les instruments nécessaires de mesure, un interrupteur et un rhéostat adapté à l'appareil de mise en marche.

Ces moteurs utilisateurs du courant transmis par la centrale peuvent être :

Des dynamos à courants continus ;

Des alternateurs synchrones ou asynchrones, à courant simple ou polyphasé.

Pour les électromoteurs des travaux souterrains, on adopte l'excitation en série, qui permet un démarrage plus simple.

On évite l'emballement du moteur dans le cas d'une diminution insolite de la charge par l'emploi d'un rhéostat.

L'excitation indépendante ou en dérivation ou compound ne convient que lorsqu'on veut assurer la constance de la vitesse quelle que soit la charge, préoccupation peu fréquente quand il s'agit d'assurer le fonctionnement des appareils d'extraction, de ventilation ou d'exhaure.

La puissance développée par une dynamo-série étant $(EI - RI^2)$ sera maxima pour $I = \frac{E}{2R}$ correspondant alors à un rendement égal à $\frac{2}{1}$. Le rendement par t de zéro quand la machine est calée pour se rapprocher de l'unité à mesure que la charge diminue et, comme nous venons de le voir, maximum égal à $\frac{1}{2}$, le rendement théorique étant :

$$\frac{EI - RI^2}{EI} = 1 - \frac{RI}{E}.$$

Tous les moteurs synchrones exigent un appareil spécial de démarrage, car ils ne produisent de moment moteur qu'une fois en marche à vide et qu'au moyen d'un procédé quelconque qui leur procure une vitesse correspondant au synchronisme de leur force contre-électromotrice et de la force électromotrice alternative de la ligne.

Leur rendement, très satisfaisant quand ils fonctionnent sous leur charge prévue, atteint 0,75 et parfois 0,90.

Les moteurs asynchrones polyphasés peuvent seuls démarrer automatiquement à pleine charge. On peut même, en introduisant des résistances auxiliaires sur l'induit au moyen d'un rhéostat, réaliser un couple de démarrage supérieur au couple de pleine charge.

Les moteurs asynchrones à courant alternatif simple ont besoin pour démarrer d'un dispositif spécial qui les fait fonctionner momen-

tanément comme des moteurs synchrones polyphasés, d'où il suit que la mise en marche n'a pas l'instantanéité de celle des moteurs asynchrones polyphasés ; aussi sont-ils moins employés.

De plus, les moteurs asynchrones pouvant être construits avec inducteur fixe et induit en cage d'écureuil et par conséquent sans balai, ils sont plus indiqués pour les mines à grisou par suite de l'absence d'étincelles.

Dangers des transmissoins électriques. — Ils sont de deux sortes : accidents provoqués par contact des conducteurs et risques d'incendie ou d'explosion.

En laissant à part les brûlures produites par le contact avec un conducteur à haute tension, la mort occasionnée par l'attouchement d'un fil électrique résulte de deux phénomènes physiologiques : l'inhibition des centres nerveux et la paralysie du cœur.

Le premier phénomène, qui provoque l'arrêt de la respiration, peut pourtant n'être que passager, et la respiration peut se rétablir naturellement ou artificiellement.

Distributions autres que par l'électricité. — Les agents de distribution de l'énergie à distance autres que l'électricité sont :

1° L'eau ;
2° La vapeur ;
3° L'air comprimé ;
4° Les câbles sans fin.

Transmission par l'eau. — Cet emploi, relativement récent, est devenu courant grâce à l'idée qu'a eue Armstrong d'intercaler, entre la pompe d'alimentation et l'organe récepteur, un accumulateur qui a le double avantage de rendre les deux appareils indépendants l'un de l'autre et de permettre de porter l'eau à une pression plus élevée suivant la surcharge de l'accumulateur.

Cependant, bien que cet appareil ait des applications multiples comme servo-moteur, son emploi était limité à des usages déterminés.

En outre de la transmission à distance, l'eau peut être employée comme une *bielle liquide* établissant la transmission directe et élastique entre deux appareils.

L'organe essentiel de toute transmission hydraulique avec multiplication ou démultiplication à rapport variable, et renversement facultatif dans le sens de la commande, consiste dans une pompe à débit progressivement réglable avec inversion dans le sens du courant produit. Le même appareil, par sa réversibilité, devient tout naturellement moteur, quand, par rapport au sens du courant qui le traverse, la surpression de l'aval sur l'amont devient une dépression.

Si le débit de la pompe ainsi établie doit être absorbé en totalité et exclusivement , sur un moteur à pression liquide dont les cylindres engendrent, par tour de l'arbre, un volume utile constant, l'incompressibilité du fluide oblige ce moteur à prendre une vitesse de gran-

deur et de sens en rapport avec la grandeur et le sens du débit de la pompe.

Quant à la pression, elle se règle d'elle-même sur le couple résistant à vaincre et sur le rapport des débits par tour. La variation et l'inversion du débit, condition suffisante et nécessaire pour la solution du problème, ont été demandées par les inventeurs de la *transmission universelle* à une course réglable des pistons. De son côté l'auteur de cette communication a fait appel à un principe tout différent et peu connu (auquel se rattache la pompe Jandin à décalage fixe) : le décalage des phases du pistonnage comportant, dans deux cylindres mis en communication permanente par un canal de court-circuit, la pompe entière comprenant, distribués en étoile, un certain nombre de couples semblables.

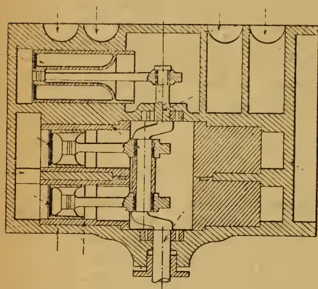


Fig. 10 *bis*. — Coupe longitudinale.

Les figures 10 à 12 représentent les coupes longitudinales d'une pompe (générateur) à débit variable à inversion facultative, et d'un moteur (récepteur) à débit constant, qui, par leur rapprochement et leur assemblage, peuvent constituer un appareil de transmission.

Dans la figure 10, les cylindres E et E′ forment un couple court-circuité qui se répète trois fois, en étoile, autour de l'axe générateur ainsi qu'il ressort de la figure 11.

Les trois cylindres E et les trois cylindres E′ forment deux couronnes qui peuvent recevoir des déplacements angulaires symétriques par le jeu de pignons et couronnes dentées indiqués par *u* dans la figure 11.

Tous les pistons jouant, soit dans les cylindres E, soit dans les cylindres E°, sont en rélation avec un même coude. Un autre coude ou manivelle, décalé de 90° par rapport au premier, commande trois pistons cylindriques équilibrés ayant chacun pour mission de transformer en débit de sens invariable les pulsations de l'un des trois couples de cylindres court-circuités. Tant que les deux couronnes de cylindres se trouvent dans des positions relatives telles que les deux pistons d'un couple passent toujours simultanément aux mêmes points de leur course, le débit du couple est la somme des volumes engendrés par les deux cylindres. Mais, si les deux couronnes sont écartées symétriquement de cette position relative correspondant à la

concordance de phase, il y a décalage, et les volumes engendrés se composent géométriquement au lieu de s'ajouter algébriquement, pour former le débit résultant. Si, par exemple, les déplacements angulaires sont de 90° en avant et 90° en arrière du plan de figure, le débit s'annule par opposition de phase et la pompe devient inerte, bien que tournant toujours.

Pour un décalage relatif (somme des décalages symétriques de chaque couronne) compris entre 0 et 180, les deux corps court-circuités équivalent à un corps unique dont le volume engendré serait la diagonale du losange construit sur les deux volumes engendrés composants avec le décalage relatif comme angle d'écart.

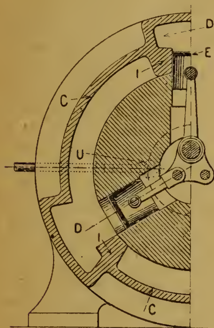


Fig. 11. — Coupe en travers.

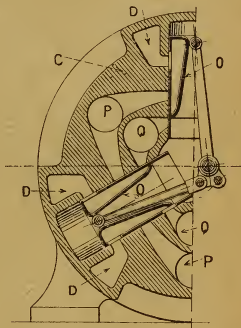


Fig. 12. — Coupe transversale.

Si le décalage relatif dépasse 180°, le débit résultant repasse par les mêmes valeurs absolues, mais le sens du courant est inverse.

La figure 11 montre comment les deux cylindres de chaque groupe peuvent rester en court-circuit permanent quel que soit leur décalage relatif. Le tracé de la figure 11 ne permet pas un décalage relatif supérieur à 180°, mais en le modifiant un peu, on arrive sans peine à un décalage passant de 60° à 240°, ce qui permet, dans les deux sens de grandes variations de débit.

Les figures 11 et 12 montrent le jeu de la distribution. Les trois tiroirs sont commandés par une manivelle unique décalée de 90° par rapport au coude moteur commun à tous les cylindres. Par suite de la symétrie de déplacements angulaires des deux couronnes, la distribution reste correcte sous tous les décalages.

Le système de transmission qui vient d'être décrit peut rendre tous les services qu'on attend des dispositifs de même ordre déjà proposés.

Il offre, d'ailleurs, certains avantages spéciaux de nature à lui faire accorder la préférence, et notamment :

La course constante des pistons, qui supprime toute inégalité dans l'usure des alésages.

L'absence de toute poussée axiale, ce qui localise tous les roulements sur les axes mêmes et dispense de maintenir plein d'huile le carter où se meuvent les bielles et les pistons.

La rusticité des organes, qui appartiennent sans exception au domaine de la grosse mécanique courante, et peuvent être construits pour toutes puissances.

On peut citer comme applications immédiates, la commande des *appareils de traction*, des *treuils* et *machines d'extraction*, des *laminoirs réversibles*, le *freinage avec récupération énergétique*, etc.

Transmission par air comprimé. — Ce procédé comprend comme éléments essentiels : à la surface un compresseur d'air (voir page 70 le calcul de ces appareils), relié par un tuyautage de diamètre suffisant aux points d'utilisation dans des outils ou machines appropriés.

Le grand écueil des distributions d'énergie par l'air comprimé réside dans le faible rendement mécanique de l'ensemble tenant au principe même de la compression, qui produit un dégagement intense de chaleur qui fait suivre au volume comprimé la courbe adiabatique au lieu de la légère isotherme, l'aire représentant le travail effectif développé, on se rend aisément compte du déchet (*fig.* 13). En fait, le rendement volumétrique d'un compresseur est le rapport existant entre le *volume réel d'air qu'il débite par cylindrée*, ramené à la pression atmosphérique, et le *volume du cylindre.*

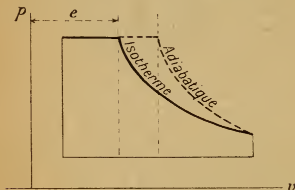


Fig. 13. — Compression non étagée.

Réservoirs. — Il est utile de brancher sur la conduite principale un ou plusieurs réservoirs qui servent de volant. Il est avantageux de les placer aussi près que possible des appareils utilisant l'air comprimé.

Diamètre des tuyaux. — Les pertes de charge dans les tuyaux se calculent par la formule :

$$p = kv^2 \frac{lx}{s},$$

en désignant par :

p, la perte de charge ;
k, un coefficient variant avec la nature des parois du tuyau ;
v, la vitesse en mètres ;
l, la longueur de la conduite ;
x, son périmètre ;
s, la section.

On peut aussi calculer cette perte par les abaques données dans un mémoire de M. Ch. Ledoux.

En général, pour une installation desservant 6 perforatrices ou 4 de ces appareils et un treuil ou une pompe, on prendra un diamètre intérieur à la surface, compris entre 12 et 15 centimètres. Dans le puits on pourra réduire la colonne à 10 centimètres ; les distributions qui s'y rattachent seront en tuyaux de fer ; les gros diamètres peuvent être en fonte. Il faut avoir soin de ménager des joints flexibles ou extensibles pour permettre la libre dilatation.

L'air comprimé utilisé pour la marche des treuils intérieurs peut être employé soit à pleine admission soit avec détente simple ou étagée. Il faut, en tout cas, prévoir des dispositifs pour réchauffer l'air, surtout quand il est humide, pour éviter la formation de dépôts de neige dans les canaux.

Le rendement des transmissions par air comprimé, y compris les fuites, ne dépasse guère 20 0/0 de la force employée, mais ce procédé présente des avantages tels qu'il est toujours employé, souvent même de préférence à la transmission électrique.

La perte de charge peut pratiquement se calculer, dans les mines, d'après la formule suivante :

$$Z = 0{,}0011 \times \delta \times \frac{V^2L}{D}.$$

Z, perte de charge en kilogr. par mètre carré ;
δ, poids du mètre cube de fluide comprimé (pour l'air $6^{kg},5$) ;
V, vitesse en mètres par seconde ;
L, longueur en mètres, de la conduite ;
D, diamètre — — .

Cette formule donne des résultats un peu plus forts que celle de Navier et inférieurs à ceux adoptés pour la canalisation Popp à Paris. Il est vrai que cette dernière a à tenir compte de pertes de charge dues à la multiplicité des branchements, des robinets, etc. Pour $L = 1.600$ mètres, $D = 0^m,10$, $V = 4^m,20$, on trouve $Z = 4$ 0/0 de perte de la pression initiale de 5 kilogrammes. Il est d'ailleurs économique de calculer ce genre de conduite plutôt largement.

Transmission par la vapeur. — Très employée encore, à cause de la simplicité de l'installation, la transmission par tuyaux de vapeur offre, à tous les points de vue, des inconvénients graves.

Lorsque la chaudière est à la surface et les machines ou pompes, dans le fond, la conduite, même isolée, donne beaucoup de chaleur, qui pourrit les boisages, vicie l'atmosphère, etc. En outre, une condensation abondante réduit considérablement l'effet utile.

Si on met la ou les chaudières à l'intérieur, d'autres inconvénients graves surgissent aussi : il faut réserver une sortie à part, murail-lée, pour les fumées et la bien entretenir ; le service du combustible complique les manœuvres dans le puits. L'eau de la mine ne valant généralement rien pour l'alimentation, il faut une canalisation d'eau pure venant du jour, etc.

Cette solution n'est admissible que comme moyen temporaire et de fortune, en attendant mieux.

Transmission par conduites de vapeur. — La conduite doit être enveloppée de matières isolantes dont une des plus employées a la composition suivante :

Kieselguhr	30
Terre glaise	37
Sciure de bois	20
Amidon	2,50
Crottin sec de cheval en poudre	10,50
	100,00

Divers autres *calorifuges* se rencontrent dans le commerce.

On peut, dans un grand nombre de cas, envoyer de l'extérieur la vapeur à des engins intérieurs d'épuisement, d'extraction, de ventilation, etc., par des tuyaux convenablement isolés pour éviter les condensations. Le rendement par ce procédé est supérieur à celui de l'air comprimé.

Le diamètre de ce genre de conduites se calcule par la formule suivante, qui donne en centimètres le diamètre d'une conduite débitant par seconde m kilogrammes de vapeur avec des pressions égales à p_0 à la chaudière et p à l'extrémité (exprimées en atmosphères).

$$D = \frac{1}{2} + \sqrt[5]{\frac{7.770 \times L \times m^2}{p_0^{1,94} - p^{1,94}}},$$

$$m_0 = m + 0,00000872 \times \gamma \times D \times L.$$

m_0, poids de vapeur à l'entrée (en kilogrammes par seconde) ;
m, — — à l'extrémité ;
γ, condensation par mètre carré de surface intérieure de tuyau. $\gamma = 1$ kilogramme.

est un maximum ; avec un garnissage isolant un peu soigné, on descend facilement à $\gamma = 0^{kg},60$.

Les transmissions télodynamiques par câbles à grande vitesse, applicables seulement dans certains cas particuliers donnent un très médiocre rendement.

Transmission télédynamique par cable. — On emploie des poulies légères à grand diamètre afin d'éviter une courbure trop accentuée du câble et à gorge profonde revêtue de bois, de cuivre, de gutta-percha, etc., pour éviter les glissements. On fait l'axe très court. Pour les changements de direction, on se sert de galets de renvoi, de joints hollandais et très rarement d'engrenages d'angle.

Maximum de flèche	$\frac{1}{20}$ pour petites distances
—	$\frac{1}{40}$ entre 60 et 200 mètres
Perte due à la raideur du câble..............	1 à 5 0/0
— aux divers frottements	2 à 5 0/0
Vitesse convenable..........................	25 à 30 mètres
Grosseur du câble en fil d'acier..............	30 millimètres
Rendement (plus élevé qu'avec tout autre système de transmission)	90 à 96 0/0
— (transmission électrique.........	70 à 75 0/0).

3° MACHINES D'EXTRACTION

Le travail journalier d'un moteur animé est :

$$W = PVN.$$

P, charge élevée verticalement en kilogrammes ;
V, vitesse verticale en mètres ;
N, durée du travail en heures.

Jusqu'à 50 mètres de profondeur, on emploie souvent, pour des fonçages ou de faibles extractions, des treuils à bras simples ou à engrenages.

La hauteur à laquelle peut agir un treuil à deux paires d'engrenages de rayon R_1, R_2, R_3 et R_4 est donnée par la formule :

$$h = \frac{\pi}{30} \cdot \frac{\rho}{r} \cdot \frac{R_1}{R_2} \cdot \frac{R_3}{R_4} \cdot n.$$

n, nombre de tours par minute ;
ρ, rayon du tambour augmenté d'une demi-épaisseur de câble ;
r, rayon de la manivelle.

Dans les carrières de pierre, de phosphates, d'ardoises, etc., on installe souvent une *roue à chevilles* ou un *baritel* (manège à chevaux).

Les moteurs hydrauliques (*balance d'eau*, *roues à double aubage*, *machines à colonne d'eau*, etc.) sont avantageux quand on dispose de chutes ou qu'on en peut créer artificiellement de particulièrement agencées pour le service de l'extraction.

Les anciens mineurs utilisaient les roues hydrauliques à double aubage et transmettaient à d'assez grandes distances la force à l'aide de tirants mis en mouvement par des bielles attelées à des manivelles dont étaient munis les tourillons de l'arbre de la roue hydraulique, et à leur autre extrémité ils transmettaient le mouvement à une ou à deux bielles actionnant à leur tour, soit l'arbre du tambour, soit un varlet aux bras duquel étaient attelées des tiges de pompes. Ces mécanismes ont rendu de très grands services. Nous les rappelons pour les ingénieurs qui ont à créer des installations en pays exotiques dépourvus de toutes ressources mécaniques.

Des treuils. — Ces utiles appareils sont *fixes* ou *portatifs* et de plusieurs types. On emploie des treuils *à bras*, *à vapeur*, *à air comprimé*, *électriques*. Nous pouvons encore distinguer : des *treuils à tambour unique*, pour extraction ou descente de remblais par plan incliné à voie unique ; des treuils *à poulie* ou *à simple bobine ;* des treuils *à deux tambours* placés généralement à droite et à gauche du moteur ; des treuils *à double bobine.*

Certains treuils sont de construction assez robuste pour servir de machine pour faible extraction. Il y en a notamment qui comprennent deux moteurs à distribution par tiroirs plans et à changement de marche par coulisse actionnant deux plateaux-manivelles calés à 90° sur un arbre commandant, par harnais d'engrenages doubles, deux tambours de forme et de dimension variables suivant les applications. L'un de ces tambours est fou, ce qui permet le réglage aisé du câble. Ces treuils sont pourvus de freins à main ou plus généralement à pédales et aussi d'indicateurs à sonnerie de la marche des bennes ou des cages. Ces instruments sont d'une installation commode et fonctionnent régulièrement si l'on a soin de graisser fréquemment les organes du moteur et les engrenages ; de s'assurer que les contrepoids du frein à pédale donnent un fort serrage ; de ne jamais laisser d'eau dans les cylindres pendant les périodes d'arrêt prolongé.

Les treuils électriques comportent : un commutateur de manœuvre pour la mise en train et le changement de marche, un ampèremètre et un interrupteur sur tableau.

Machines d'extraction à vapeur. — Le type ordinaire de la machine d'extraction à vapeur est une machine à deux cylindres moteurs avec manivelles couplées à 90°. Les machines horizontales sont de beaucoup les plus répandues.

Citons quelques machines modernes, *à trois cylindres*, agissant sur des manivelles calées à 120°, dans lesquelles on réalise, au prix d'une certaine complication, l'avantage d'une très grande régularité du moment moteur et, aussi, des machines *à quatre cylindres* ou *machines compound.*

On a réduit la consommation de vapeur et, par conséquent, économisé le charbon, tout en obtenant un meilleur rendement du moteur, en adaptant la *détente variable.*

Afin de ne pas gêner les manœuvres, la détente ne doit agir ni au départ ni à la fin de chaque cordée ; mais il importe que l'action de la détente ne cesse pas, pendant la marche, avant que le mécanicien n'ait fermé la valve d'admission, car alors se produirait une accélération dangereuse de la cage qui serait lancée en l'air.

Les *évite-molettes* ont d'ailleurs pour effet, le plus souvent, d'opérer cette fermeture si le mécanicien oublie de le faire.

Cette obligation de supprimer la détente au départ et à l'arrivée rend inopportun l'emploi de la détente lorsque le puits est peu profond ou bien que le rayon du tambour d'enroulement du câble est très grand.

Pour de faibles puissances, on conserve encore la distribution à tiroirs plans avec coulisses (Stephenson ou Gooch), avec adjonction fréquente d'un *servo-moteur;* pour les grandes puissances, on préfère les distributions *à soupapes équilibrées* ou *à robinets à déclic* (Corliss, Sulzer, Wheelock, etc.).

Comme type de détentes, nous rencontrons : la *détente à la main*, la *détente au régulateur* et la *détente automatique.*

Puissance en chevaux. — Remarquons que, du commencement à la fin d'une cordée, les poids morts (cages, bennes, etc.) sont échangés entre eux, ainsi que les câbles, et qn'en définitive nous retrouvons des poids égaux dans des situations semblables.

Il n'y a donc de travail finalement développé que pour élever le poids utile P et vaincre les résistances passives. Le travail théorique moyen par unité de temps sera PV et si, pour tenir compte des résistances passives, nous admettons le coefficient de rendement $\frac{2}{3}$ (rendement expérimentalement obtenu avec les machines d'extraction), nous aurons pour expression du travail réel par unité de temps :

$$\frac{3}{2}\,PV,$$

V étant la vitesse moyenne de la cage dans le puits. Donc la puissance en chevaux nominaux sera :

$$\frac{3PV}{2 \times 75} = \frac{PV}{50} = 0{,}02\ PV.$$

Supposons un poids de 4.000 kilogrammes de charbon à extraire d'une profondeur de 500 mètres. Si la durée de marche de la machine est 8 heures et demie et celle de chaque manœuvre, entre deux cordées, de 40 secondes, le nombre de cordées sera de 300 par 8,5 × 3.600 seconde, ce qui donne pour la durée d'une cordée :

$$\frac{8{,}5 \times 3.600}{300} = 102 \text{ secondes.}$$

Si on déduit de cette durée le temps (40 secondes) des manœuvres aux recettes, il reste 62 secondes effectivement employées à la montée du charbon pendant chaque cordée ; d'où on déduit pour valeur de la vitesse moyenne :

$$V = \frac{500}{62} = 8^{m},06 \text{ par seconde,}$$

ce qui donne pour la puissance :

$$0,02\ PV = 644,8\ HP,$$

soit 645 chevaux en chiffre rond.

La pratique conduit à admettre certaines limites pour quelques valeurs essentielles concernant les machines d'extraction à vapeur, limites qu'il importe de rappeler :

Course du piston : entre 1 et 2 mètres.
Diamètre du piston : $0^{m},50$ à 1 mètre dans les machines ordinaires ; $1^{m},15$ à $1^{m},50$ dans les cylindres à basse pression des moteurs compound.
Vitesse moyenne du piston : $1^{m},50$ à 2 mètres.
Vitesse moyenne d'ascension : pour bennes non guidées, 1 mètre et $1^{m},50$; pour cages guidées, 5 à 15 mètres suivant la profondeur.

Dans les machines d'extraction à tiroirs, la contre-pression est un des éléments les plus importants de la consommation de vapeur. Cette contre-pression dépend de la pression d'admission, de la dimension des orifices d'échappement, du mode de réglage de la distribution, enfin de la détente plus ou moins prolongée de la vapeur.

Elle est représentée par une expression de la forme :

$$1,033 + \beta p,$$

p étant la pression *effective* moyenne d'admission exprimée en kilogrammes par centimètre carré. On estime que le coefficient β égale :

0,50 dans les machines à tiroir normal à pleine admission ;
0,09 à 0,17 dans les machines à détente fixe par tiroir avec avance et recouvrement ;
0,16 dans les machines à détente variable par tiroir avec avance et recouvrement ;
0,04 dans les machines à détente variable par soupapes.

Consommation de vapeur. — Le travail indiqué et le travail utile par kilogramme de vapeur introduit dans les cylindres et le poids de vapeur introduit dans les cylindres par tonne élevée à 100 mètres sont donnés par le tableau suivant :

NATURE DES MACHINES	TRAVAIL indiqué d'un kilogr. de vapeur	TRAVAIL utile d'un kilogr. de vapeur	CONSOMMATION de vapeur par tonne élevée à 100 mètres
	kgm.	kgm.	kilogr.
I. Machine à pleine pression à tiroir normal.........	6.200	4.500	22,4
II. Machine à détente fixe par avance et recouvrement.	10.600	7.700	13,1
III. Machine à détente variable par avance et recouvrement..................	15.300	11.000	9,1
IV. Machine à détente variable par soupapes..........	18.100	13.100	7,7

On a admis pour le calcul des chiffres de la deuxième colonne que le travail utile est égal aux 72/100 du travail indiqué, et on a arrondi les chiffres.

Les machines d'extraction ayant une marche discontinue et ne travaillant que pendant une fraction de la journée, les pertes de chaleur dues au rayonnement, aux fuites, à la condensation dans les tuyaux de conduite et dans les cylindres, à l'entretien des feux pendant les arrêts, exercent sur la consommation de combustible une influence relativement plus considérable que dans les machines à marche continue.

Ces pertes sont sensiblement proportionnelles à la surface de chauffe en feu; en les évaluant en kilogrammes de vapeur, on peut les estimer à 5 ou 6 kilogrammes par mètre carré de surface de chauffe et par heure.

Si on appelle :

F, le nombre de tonnes à élever par jour à 100 mètres de hauteur;
F′, le poids maximum à élever par heure à 100 mètres;
b, le poids de vapeur consommée aux cylindres, suivant le système de distribution, par tonne élevée à 100 mètres (tableau n° 1);
S, la surface de chauffe en feu nécessaire ;
C, la consommation de vapeur par jour (y compris les pertes évaluées en kilogrammes de vapeur),

on aura :

$$S = \frac{bF'}{12}$$

et

$$C = bF + 24.6S = bF + 12bF'.$$

La consommation de charbon sera égale à $\frac{C}{5}$, $\frac{C}{6}$, $\frac{C}{7}$, $\frac{C}{8}$, suivant que le combustible employé produira 5, 6, 7 ou 8 kilogrammes de vapeur par kilogramme brûlé.

Si l'on veut calculer la surface de chauffe nécessaire à une machine d'extraction devant élever 700 tonnes par jour, dont 500 tonnes de charbon en dix heures, à raison de 50 tonnes par heure, de 500 mètres de profondeur :

$$F' = 50 \times 5 = 250.$$

La surface de chauffe nécessaire et la consommation de vapeur par vingt-quatre heures seront :

NATURE des machines	$\frac{b}{12}$	SURFACE de chauffe (mètres carrés)	CONSOMMATION de vapeur par jour (kilogrammes)	CONSOMMATION de charbon 1 kilogramme houille donnant 7 kilogr. de vapeur (tonnes)
Avec une machine du type I	1,87	467	145.600	20,800
Avec une machine du type II	1,09	272	85.100	12,100
Avec une machine du type III	0,76	190	59.100	8,400
Avec une machine du type IV	0,64	160	50.000	7,100

Pratiquement, les consommations journalières de vapeur et de combustible *seront moins considérables* que ne l'indiquent les deux dernières colonnes, parce que, l'extraction étant très ralentie pendant la nuit, on couvrira une partie des feux et on diminuera ainsi notablement les pertes par refroidissement.

La recherche de tous les moyens capables de restreindre la consommation de vapeur (surtout depuis la concurrence faite aux machines à vapeur par les machines d'extraction électriques) a beaucoup développé l'usage, autrefois banni systématiquement, de la *condensation*.

L'emploi de la condensation tend maintenant à se généraliser, mais à la condition qu'un condenseur central communique avec l'échappement de tous les moteurs à vapeur du siège, car, alors, les arrêts intermittents de l'extraction n'ont guère d'influence sur son fonctionnement.

On a obtenu de bons résultats par l'emploi d'*enveloppes de vapeur*, autour des cylindres et par la *surchauffe préalable* de la vapeur admise au moteur.

Machines d'extraction électriques. — Des multiples combinaisons inventées pour la commande des machines d'extraction électriques et décrites dans les cours et dans les revues techniques, il ne reste plus, à l'heure actuelle, que deux systèmes : la *commande directe* et le *système « Léonard »*.

La commande directe s'applique aussi bien au courant continu qu'au courant triphasé ; elle consiste à actionner le tambour, la bobine, la poulie qui communiquent le mouvement aux câbles par un électromoteur recevant directement le courant envoyé et transmis par la centrale à la façon ordinaire en réglant la vitesse par absorption d'énergie dans des résistances intercalées dans la partie tournante du moteur.

Le système « Léonard » consiste à actionner les mêmes organes par un électromoteur à courant continu dont l'excitation est indépendante et constante, et dont le voltage est variable aux balais de son collecteur. Ce voltage variable est fourni par une dynamo actionnée soit par un électromoteur recevant le courant du réseau (triphasé et continu), soit par un moyen mécanique quelconque et spécialement par une turbine à vapeur à basse pression utilisant des vapeurs d'échappement, cette dynamo étant à excitation indépendante.

L'introduction de résistances dans le circuit d'excitation permet d'en varier le flux et par suite la force électromotrice ($E = K\Phi$) de la dynamo, le voltage aux bornes de l'électromoteur et sa vitesse, puisque $n = \frac{E}{\Phi}$ (approximativement).

Par la manœuvre très simple d'un petit rhéostat d'excitation, on règle, par conséquent, la vitesse de la machine d'extraction.

Si l'on examine la formule exacte de la vitesse de l'électromoteur $\left(n = \frac{E - rI}{\Phi}\right)$, dans laquelle r est la résistance de l'induit, on remarque que le couple, qui est égal à $K\Phi'I$, n'intervient, en grandeur et en sens, que dans l'expression $E - rI$, puisque Φ' est constant ; de sorte que pour un couple normal et pour une excitation donnée de la dynamo, la différence de vitesse obtenue, pour monter et pour descendre la charge correspondante, est donnée par les formules :

$$n = \frac{E - rI}{\Phi'} \text{ (montée)},$$

$$n' = \frac{E + rI}{\Phi'} \text{ (descente)},$$

d'où $n' - n = \frac{2rI}{\Phi}$, valeur qui généralement n'atteint pas $0^{m},50$ et

qu'on peut réduire encore. On peut donc dire qu'avec le système « Léonard » on n'a pas à se préoccuper, pour régler la vitesse, ni de la valeur de la charge, ni du sens de la charge, ce que l'on exprime en disant que « la position du levier, pour une vitesse donnée, est indépendante de la charge et de son sens ».

Il n'en est pas de même avec la commande directe, puisque, dans ce cas, pour des charges positives, il faut, pour avoir une vitesse donnée, introduire d'autant plus de résistances que la charge est plus faible et que, pour atteindre la vitesse de régime en partant de l'arrêt avec une accélération convenable, il faut manœuvrer le levier de résistances et d'autant plus lentement que la charge est plus faible.

La commande directe est loin, par suite, de donner la merveilleuse sécurité de la commande « Léonard », puisqu'elle exige de la part du mécanicien une dextérité et une attention comparables à celle qu'exige la conduite d'une machine d'extraction à vapeur. Son seul avantage réside dans l'économie de première installation.

Le prix des *machines à groupe convertisseur* est surtout élevé parce qu'on croît généralement leur adjoindre des volants « Ilgner », de façon que la puissance prélevée à la centrale reste constante. Certains pensent que c'est là une superfétation. Si on se réfère au diagramme des puissances empruntées à la transmission avec la commande « Léonard », on constate que ce diagramme se confond avec le diagramme même des puissances utiles; ce n'est donc pas un à-coup qu'a à supporter la centrale, à chaque démarrage, mais une surcharge graduelle.

Etant donné l'importance présente des centrales de mines et la sensibilité des appareils actuels de réglage automatique de vitesse et de voltage, les groupes turbo-alternateurs notamment, et les canalisations peuvent supporter sans inconvénient ces surcharges.

Le volant ne sert donc que de limitateur de puissance empruntée au réseau; il consomme plus d'énergie pour tourner à vide qu'il n'en restitue. *Il peut donc être intéressant de prévoir le volant; il paraît toutefois inutile dans la plupart des cas.*

Machine d'extraction à courant monophasé. — En 1911, la Société des mines de Czeldaz a mis en service la première machine d'extraction, croyons-nous, à courant monophasé.

Le moteur est constitué par deux moteurs à collecteur (à répulsion), système Déri, alimentés chacun par du courant monophasé, et bobinés de façon à charger également les trois phases d'un réseau triphasé.

La machine d'extraction à tambours coniques est attaquée par le moteur par l'intermédiaire d'engrenages.

Les avantages du moteur sont les suivants :

1° Simplicité. La machine ne comprend que le moteur, sans appareils de démarrage ou de mise en marche. Le démarrage et la varia-

tion de la vitesse de 0 jusqu'au maximum, sont obtenus par simple déplacement des balais ;

2° Contrairement à ce qui se passe dans les moteurs triphasés, le moteur rend du courant au réseau dans la marche à contre-courant ;

3° L'à-coup de démarrage est égal, au plus, aux 2/3 du couple de marche normal et le courant dépensé est proportionnel au couple produit.

Il en résulte :

a) Que le poids de la fourniture est beaucoup diminué et, par conséquent, le prix de l'installation ;

b) Que la dépense de courant est très inférieure à celle de tous les autres systèmes ;

c) Que la marche des autres machines du réseau, notamment celle des ventilateurs et des pompes centrifuges, n'est pas plus influencée que par une machine de système Léonard.

Les essais faits sur la machine ont donné les résultats suivants :

Pour une marche industrielle (moyenne de huit heures du matin à midi), on a relevé uue dépense de 1kw,4 par cheval utile en charbon monté.

Pour les divers autres systèmes, fonctionnant dans les mêmes conditions, on aurait eu :

Pour le triphasé direct	1kw,75
Pour le système Léonard	1 ,63
Pour le système Ilgner	1 ,96

Et encore ces chiffres supposent-ils pour les systèmes Léonard et Ilgner, que chaque pause ne dépasse pas douze secondes.

Les conditions d'extraction étaient les suivantes :

Profondeur	210 m.
Charge utile	1.400 kg.
Poids de la cage vide (avec les bennes)	3.000 kg.
Poids de la cage pleine	4.400 kg.
Poids du câble (rond en acier)	3 kg. le m. ct.
Vitesse maxima	7 m.
Extraction garantie en dix heures	900 t.

4° MACHINES D'AÉRAGE. — VENTILATEURS

Travail à développer pour faire circuler un volume *q* d'air dans une mine. — Cherchons à évaluer le travail nécessaire pour engager dans une mine un certain volume d'air.

Ce travail est le produit du volume d'air engagé par la *dépression h*

exprimée en kilogrammes par mètre carré ou mieux (ce qui revient d'ailleurs au même) en *millimètres d'eau.*

La dépression s'exerçant sur la section droite s de la galerie y développe un effort total égal à hs. En accompagnant ce plan mobile le long d'un déplacement L, elle produit le travail hsL. Or sL est le volume engendré par ce déplacement, lequel se remplit d'air appelé du dehors.

Si q est le *débit* (volume mesuré en mètres cubes, injecté pendant une seconde), le travail sera hq et la puissance en chevaux :

$$\frac{hq}{75} = 0{,}0133\, hq.$$

On exprime h en fonction de la longueur l du circuit (puits et galeries), du périmètre p, de la section s et de la vitesse v :

$$h = c\,\frac{lpv^2}{S},$$

c étant un coefficient constant déduit d'expériences sur le frottement de l'air dans des *galeries types*.

Nous pouvons remarquer que la section s restant invariable et s'avançant, par seconde, d'une distance marquée par la vitesse v engendre pendant cet intervalle un prisme qui a pour volume sv et qui mesure précisément l'appel d'air q ; donc ;

$$q = sv,$$

d'où :

$$v = \frac{q}{S}$$

et par suite :

$$h = c\,\frac{lpq^2}{S^3},$$

qui peut être mis sous la forme :

$$\frac{h}{q^2} = c\,\frac{S^3}{lp}.$$

On met ainsi à part, dans le premier membre, les éléments arbitraires de la ventilation et dans le second membre les données caractéristiques résultant de l'aménagement de la mine.

M. Guibal a appelé l'expression $\frac{q^2}{h}$ le *tempérament de la mine.*

L'équation se traduit en un théorème qui s'énonce ainsi : *Pour une mine donnée, la dépression est proportionnelle au carré du débit que l'on y veut faire circuler, et le travail nécessaire pour la ventilation est proportionnel au cube du débit*; le travail est, en effet, le produit du débit par la dépression. La puissance en chevaux devra donc croître rapi-

dement dès qu'on voudra activer l'aérage, puisqu'en doublant cette puissance on n'augmente le débit que d'un quart ($\sqrt[3]{2} = 1,259$). Pour doubler le débit, il faudrait employer une énergie 8 fois plus grande.

En considérant le second membre, on voit comment les éléments de la mine influencent la dépression.

C'est ainsi qu'en augmentant les dimensions transversales des galeries, en agissant à la fois par conséquent sur p au numérateur et sur s au dénominateur, on s'aperçoit que p augmentant comme la première puissance et s comme le carré des dimensions, $\frac{p}{s}$ varie en raison inverse de la cinquième puissance du rapport de similitude.

Donc, en doublant le diamètre de la section, on pourra faire circuler le même volume d'air avec une dépression qui sera théoriquement 32 fois moindre.

Comme d'ailleurs $\sqrt[5]{2} = 1,149$, il suffit, pour réduire la dépression à moitié, d'augmenter de 15 0/0 les dimensions de la section.

M. Murgue appelle *orifice équivalent* d'une mine donnée *la section, en mètres carrés, d'un orifice tel que la même dépression y fasse passer, pendant le même temps, le même volume d'air que dans la mine.*

L'orifice équivalent est ainsi, par définition, un élément qui permet de considérer toutes les résistances qu'une mine oppose à la ventilation comme résultant d'un seul obstacle : celui de l'orifice en mince paroi.

Si nous adoptons la valeur 0,65 pour le coefficient de contraction de la veine gazeuse (chiffre résultant des expériences de d'Aubuisson, Petit, etc.) et si a représente l'aire de cet orifice, la section contractée sera 0,65 a et par conséquent le débit aura pour valeur :

$$q = 0{,}65\, av.$$

Pour évaluer v, appliquons le théorème des forces vives. La demi-force vive a pour expression $\frac{\pi v^2}{2g}$, car si π désigne le poids spécifique, la masse sera $\frac{\pi}{g}$. La demi-force vive étant égale au travail développé que nous savons être, d'autre part, le produit du volume par la dépression, le volume étant ici égal à 1, nous écrirons successivement :

$$h = \pi \frac{v^2}{2g}$$

$$v = \sqrt{2g \frac{h}{\pi}}$$

$$q = 0{,}65a \sqrt{2g \frac{h}{\pi}}$$

et pour :

$$g = 9{,}8088$$

$$\pi = 1^k{,}29$$

$$h = 0{,}145 \left(\frac{q}{a}\right)^2$$

$$q = 2{,}63a \sqrt{h}$$

On aura pour l'*orifice équivalent* a :

$$a = 0{,}38\ \frac{q}{\sqrt{h}},$$

expression qui permet d'évaluer l'orifice équivalent d'une mine lorsque l'observation directe aura montré qu'une certaine dépression h y détermine un écoulement q par seconde.

Tableau donnant, en mètres cubes par seconde, les valeurs et de l'orifice

Orifice équivalent a (m. carrés)	DÉPRESSION h									
	20	40	60	80	100	120	140	160	180	200
0,20	2,351	3,327	4,074	4,702	5,260	5,762	6,224	6,654	7,054	7,439
0,40	4,702	6,654	8,149	9,405	10,520	11,524	12,448	13,208	14,107	14,878
0,60	7,054	9,981	12,223	14,107	15,780	17,286	18,671	19,962	21,161	22,316
0,80	9,405	13,208	16,297	18,810	21,040	23,048	24,895	26,616	28,215	29,755
1,00	11,756	16,635	20,372	23,512	26,300	28,810	31,119	33,270	35,268	37,194
1,20	14,107	19,962	24,446	28,215	31,560	34,572	37,342	39,924	42,322	44,632
1,40	16,459	23,289	28,521	32,917	36,820	40,334	43,566	46,578	49,376	52,071
1,60	18,810	26,616	32,595	37,620	42,080	46,096	49,790	53,231	56,430	59,510
1,80	21,161	29,943	36,670	42,322	47,340	51,858	56,014	59,885	63,483	66,949
2,00	23,512	33,270	40,744	47,024	52,600	57,620	62,237	66,539	70,537	74,388
3,00	35,268	49,905	61,116	70,537	78,900	86,430	93,356	99,810	105,805	111,582
4,00	47,024	66,539	81,488	94,049	105,200	115,240	124,475	133,078	141,073	148,776

Nous aurons une expression du travail t à développer pour faire circuler le volume q d'air dans la mine en fonction de l'orifice équivalent en remplaçant dans l'expression $t = hq$, trouvée précédemment, la dépression h par sa valeur : $0{,}145 \left(\frac{q}{a}\right)^2$. Il vient alors :

$$t = 0{,}145\ \frac{q^3}{a^2}.$$

Et pour la puissance en chevaux en divisant par 75 : $0{,}00193\ \frac{q^3}{a^2}$.

Pour déterminer ce travail et le traduire ensuite pratiquement en chevaux usuels, il suffit de connaître l'orifice équivalent a dont nous

avons ndiqué la valeur :

$$a = 0,38 \frac{q}{\sqrt{h}}$$

$$= 0,38 \frac{q}{\sqrt{c \frac{lpq^2}{S^3}}}$$

$$= 0,38 \frac{S\sqrt{S}}{\sqrt{clp}}.$$

lu débit q pour diverses valeurs de la dépression h equivalent a.

en millimètres d'eau)

220	240	260	280	300	320	340	360	380	400
7,802	8,149	8,482	8,802	9,111	9,405	9,699	9,981	10,254	10,520
15,604	16,297	16,963	17,603	18,221	18,810	19,398	19,962	20,507	21,040
23,406	24,446	25,445	26,405	27,332	28,215	29,097	29,943	30,761	31,560
31,207	32,595	33,926	35,207	36,443	37,620	38,796	39,624	41,015	42,080
39,009	40,744	42,408	44,008	45,553	47,024	48,495	49,905	51,268	52,600
46,811	48,892	50,889	52,810	54,664	56,429	58,193	59,886	61,522	63,120
54,613	57,042	59,371	61,612	63,774	65,834	67,892	69,867	71,775	73,640
62,415	65,190	67,852	70,413	72,885	75,219	77,591	79,848	82,029	84,160
70,217	73,340	76,334	79,215	81,996	84,644	87,290	89,828	92,283	94,680
78,018	81,488	84,815	88,017	91,106	94,049	96,989	99,809	102,356	105,200
17,028	122,232	127,223	132,026	136,660	141,073	145,484	149,715	153,805	157,800
56,037	162,976	169,631	176,033	182,213	188,098	193,978	199,617	205,073	210,400

Si l'on suppose un réseau de galeries, ayant chacune un orifice différent, nous pouvons supposer d'abord ces galeries placées bout à bout *en série*, de manière que le même courant d'air se promène dans le circuit avec le même débit q, tandis que les dépressions individuelles à chaque tronçon s'ajoutent pour former une dépression totale h. On aura donc pour n tronçons semblables :

$$h = 0,145\, q^2 \left(n \frac{1}{a^2}\right),$$

$$h = 0,145 \left(\frac{q}{\frac{a}{\sqrt{n}}}\right)^2,$$

et pour des tronçons différents :

$$h = 0{,}145\, q^2 \left(\frac{1}{a_1^2} + \frac{1}{a_2^2} + \dots + \frac{1}{a_n^2}\right).$$

L'expression de la dépression pour des tronçons semblables conduit à cet énoncé : *Un ensemble de n galeries semblables d'orifice équivalent a, placées en série, équivaut à une conduite ayant un orifice* $\frac{a}{\sqrt{n}}$.

Si le réseau de galerie est constitué de tronçons assemblés en *quantité* ou en *parallèle*, c'est-à-dire partant d'un même point pour constituer un faisceau convergeant à nouveau plus loin en un seul et même carrefour, la dépression motrice h est alors la même pour chaque tronçon, tandis que les débits respectifs s'ajoutent pour former le débit total q du faisceau :

$$q = 2{,}63\, \sqrt{h}\, (a_1 + a_2 + \dots + a_n),$$

et dans le cas particulier où tous les orifices seraient identiques :

$$q = 2{,}63\, \sqrt{h}\, .\, na.$$

Un ensemble de n galeries semblables, d'orifice équivalent a, assemblées en parallèle, équivaut donc à une conduite d'orifice na. — On est frappé de l'analogie des formules précédentes avec celles qui expriment les théorèmes de Kirchoff relatifs à la distribution des courants électriques continus. Ces formules permettent de résoudre avec une approximation largement suffisante dans la pratique les différentes questions qui peuvent se présenter dans l'étude des circuits d'aérage.

M. Murgue a calculé l'orifice équivalent d'un grand nombre de mines. Ses remarquables études se trouvent consignées au *Bulletin de l'industrie minérale*, 2e série, t. IV et IX.

Mesures des valeurs fondamentales : volume, dépression et vitesse du courant d'air. — La dépression se mesure à l'aide de *manomètres* et la vitesse à l'aide des *anémomètres*. Les anémomètres sont de trois types : à pendule, à moulinet, à colonne liquide.

Les *anémographes* enregistrent de façon continue la vitesse du courant d'air. L'enregistreur différentiel de M. Murgue a servi de prototype à de nombreux enregistreurs de débit.

Pour mesurer les faibles dépressions qui règnent habituellement dans les mines, on se sert de manomètres spéciaux : un manomètre à

réglette mobile, manomètre multiplicateur à cloche, manomètre Ser, anémomètre de Maess à échelle flottante, manomètre à ménisque de M. Le Chatelier, etc. Certains manomètres enregistreurs sont d'un usage assez répandu : manomètres à flotteurs, manomètre à aiguille d'Ochwaldt, mouchard de Mons, indicateur de dépression des mines de Liévin, etc.

Il est bon de procéder, tous les mois, au jaugeage du courant général et des courants d'air partiels dans les mines grisouteuses en certains points spéciaux : aux deux extrémités de chaque tronçon principal, à l'entrée et à la sortie du circuit total, etc.

Quand on constate des pertes en des points particuliers du circuit, on tâche de les annuler soit en améliorant l'étanchéité des parois, soit en corrigeant d'autres défauts que l'on cherche à découvrir.

Ventilateurs. — La circulation et la distribution de l'air dans une mine s'effectuent à l'aide des machines (ventilateurs) ou d'après certaines dispositions que nous étudierons au chapitre traitant de l'aménagement général de la mine. Nous ne parlerons ici que des machines réglant la marche (volume et vitesse) du courant d'air dans le circuit complet d'un siège d'exploitation.

Le ventilateur s'installe, non pas directement à l'orifice d'un puits, mais à 10 ou 20 mètres à côté, à l'extrémité d'une courte dérivation.

Dans les grandes exploitations, il y a un ou plusieurs puits exclusivement affecté à l'aérage, l'extraction s'effectuant par un autre puits consacré à l'entrée ou à la sortie de l'air suivant que le ventilateur est aspirant ou soufflant. Dans les exploitations d'importance moyenne, les deux puits indispensables au fonctionnement rationnel de l'aérage sont l'un et l'autre équipés pour l'extraction.

Mais on divise l'un des puits en deux compartiments distincts, le plus petit des deux (goyot) est coiffé du ventilateur, l'autre compartiment servant à la circulation des cages.

L'emploi de ventilateurs placés au fond, même s'ils sont mus par un électromoteur, ne se rencontre qu'exceptionnellement.

Suivant la grandeur de sa vitesse angulaire, le ventilateur est relié à sa machine motrice, soit directement, soit par courroies. On munit la machine motrice d'un régulateur de vitesse assurant un nombre de tours constant ou, ce qui est encore préférable, d'un *régulateur volumétrique* (Desailly et Dubois). Le volume d'air que fournit un ventilateur varie selon que l'*orifice équivalent* de la mine augmente ou diminue, et suivant que la température extérieure favorise plus ou moins la ventilation naturelle.

Lorsque la mine est pourvue d'une centrale électrogène, on emprunte à la distribution générale la puissance nécessaire à la commande des ventilateurs.

Le *moteur* des appareils de ventilation peut être quelconque. Tant

qu'on ne dépasse pas 40 à 60 tours par minute, on peut faire attaquer directement l'arbre du ventilateur par la machine motrice ; au delà, il sera plus *sûr* et plus *économique* d'entretien d'employer une transmission de mouvement par poulies et courroie.

La *force* F à donner à ce moteur se déduira de la formule :

$$F = \frac{1}{e} \times \frac{Vh}{75} \text{ chevaux,}$$

dans laquelle :

V = le *volume* débité par seconde exprimé en mètres cubes ;
h, la *dépression* à produire exprimée en millimètres d'eau ou en kilogrammes par mètre carré ;
e = le coefficient d'effet utile du ventilateur adopté, coefficient dont la valeur pratique est donnée dans les tableaux relatifs à chaque système de ventilation.

La constance et la régularité de leur marche conviennent à l'emploi des électromoteurs.

On distingue les ventilateurs *soufflants* et les ventilateurs *aspirants.*

On tend à donner la préférence aux ventilateurs aspirants ; en voici la raison :

Pour maintenir le courant d'air toujours dans le même sens, en cas d'arrêt accidentel et momentané du ventilateur, il convient de choisir le sens de l'aérage naturel qui est nécessairement le sens ascensionnel ; il faut donc que l'aérage mécanique, ou aérage forcé, agisse dans le même sens que la ventilation naturelle.

On est ainsi conduit à faire arriver l'air frais au pied du puits le plus profond, qui est toujours le puits d'extraction.

Or, l'installation d'un ventilateur soufflant sur ce puits exigerait l'établissement d'une fermeture étanche mobile compliquée et souvent inopérante.

C'est pour ce motif qu'on installe aujourd'hui, presque toujours, un ventilateur aspirant sur l'orifice du puits d'aérage, en laissant libre celui de l'extraction.

Pour les ventilations de quartiers distincts de la mine ou des culs-de-sac, on recommande, au contraire, l'emploi de ventilateurs soufflants mus à bras, par l'air comprimé ou électriquement.

Dans les mines grisouteuses, il est bon d'avoir un ventilateur de secours qu'il importe de faire fonctionner quelques instants tous les jours par précaution.

Si l'on veut, après un coup de feu, forcer exceptionnellement la ventilation, on a la ressource de mettre les deux appareils en marche simultanément, et pour cela il convient de les disposer en série, les faisant tirer l'un sur l'autre.

L'ouïe de chacun d'eux communique alors avec le débouché du précédent.

M. Murgue divise les ventilateurs en deux classes : *volumogènes* (ou *statiques*) et *déprimogènes* (ou *dynamiques*).

Les *ventilateurs statiques* sont constitués par une série de cloisons mobiles qui, à leur passage, interceptent la communication entre la mine et l'extérieur. Chaque cloison découpe une tranche d'air d'un côté et la déplace pour la déverser de l'autre côté en produisant ainsi indirectement une dépression.

L'air emprisonné par une cloison se trouve, par conséquent, pendant le déplacement de cette dernière, en repos relatif.

Les *ventilateurs dynamiques*, au contraire, laissent la communication, entre la mine et l'extérieur, permanente, et c'est le brassage énergique produit par le mouvement du mécanisme qui a comme résultat direct une dépression. Autrement dit, ces appareils communiquent aux molécules une certaine vitesse.

Sous le rapport de leur fonctionnement, ces deux classes d'appareils peuvent être soufflants ou aspirants. Certains systèmes peuvent même être aspirants ou refoulants. Il suffit de renverser leur sens de rotation. Ils sont dits reversibles (Fabry).

Les *ventilateurs statiques* ont, sur les appareils à force centrifuge, l'avantage d'extraire forcément, à chaque tour, un volume d'air précis et déterminé, indépendant de la dépression manométrique plus ou moins forte que peut nécessiter l'état de la mine. Il faut seulement dépenser plus de force et s'attendre à un peu plus de fuites si un plus grand degré de vide devient nécessaire.

Le *calcul du débit* que ces appareils peuvent donner se fait en mesurant le volume engendré par eux à chaque tour et en multipliant ce volume par le nombre de tours. Le *débit théorique*, ainsi trouvé, sera *très supérieur* au *débit effectif* à attendre, l'écart sera d'autant plus grand que l'appareil sera moins bien construit, que la vitesse et la dépression seront plus grandes.

Pour le *ventilateur Fabry*, si on désigne par :

R et r, les rayons de l'*enveloppe* et des circonférences primitives des roues mobiles ;
L, la *largeur* de l'appareil ;
n, le nombre de tours par minute,

le *volume d'air*, théoriquement débité par minute, V sera approximativement :

$$V = 2n\pi\,(R^2 - r^2)\,L.$$

Pour le *ventilateur Lemielle*, le calcul se fait très simplement, à l'aide de tracés graphiques, quand on s'est donné les rayons du tambour et de la cuve, l'excentricité et la largeur des ailes.

Ces ventilateurs sont presque complètement abandonnés.

Avant-projet de ventilateur dynamique ou centrifuge. — Un ventilateur, en même temps qu'il fournit le courant d'air, oppose lui-même une résistance au passage du courant dont il faut tenir compte dans le calcul de sa puissance, en plus des résistances concernant la mine. L'orifice équivalent aux frottements de l'air dans la traversée du ventilateur a été désigné sous le nom d'*orifice de passage* α. On le détermine, pour chaque ventilateur, en arrêtant sa marche et mesurant la compression ou la dépression h_0, qui se produit alors dans l'ouïe ainsi que le volume correspondant du courant q_0. Les agents naturels agissant seuls détermineront un courant dont on mesure le débit q_0 après lui avoir laissé le temps d'atteindre son régime régulier (dix minutes au moins). Cet écoulement, s'il se produit dans le même sens que l'aérage provoqué mécaniquement, créera, derrière le ventilateur, la compression h_0 qui représentera la force nécessaire pour faire franchir à ce volume d'air l'orifice de passage.

On calcule ainsi α par la formule :

$$\alpha = 0,38 \frac{q_0}{\sqrt{h_0}}.$$

Le travail total sera donné par :

$$\theta = 0,145 \frac{q^3}{\alpha^2}.$$

Il est donc important d'agrandir l'orifice de passage d'un ventilateur, puisque la perte de travail qu'il occasionne est, pour un débit donné, en raison inverse du carré de sa valeur.

Si H représente la somme des chutes de pressions partielles au bout de chaque tronçon d'un réseau de galeries, c'est-à-dire la *dépression totale* produite par le parcours complet du courant d'air, cette dépression se trouve provoquée par la rotation du ventilateur et comprend la dépression utile h qui sert à créer la circulation dans la mine du débit q et les résistances h' du ventilateur.

Si p_a et p_0 représentent respectivement la pression atmosphérique et celle de l'air à l'intérieur de la mine :

$$h = p_a - p_0 - \frac{\pi}{2g} \cdot V^2_0.$$

La lecture du manomètre fournira p_a-p_0 si le tube de cet appareil débouche dans la galerie perpendiculairement à la direction du courant d'air :

$$h' = H - h.$$

M. Murgue prend comme *dépression-type* correspondant à une vi-

tesse périphérique u_1 celle que fournirait un ventilateur rejetant l'air dans l'atmosphère avec une vitesse finale réduite à zéro, et dans lequel l'aube se terminerait normalement à la périphérie de la couronne. Cette dépression-type a pour valeur $\frac{\pi}{g} u_1^2$. M. Murgue appelle *rendement manométrique* K le rapport de la dépression-type à la dépression utile h pratiquement fournie par un ventilateur quelconque avec la même vitesse à la jante :

$$K = \frac{h}{\frac{\pi}{g} u_1^2}.$$

Le rapport μ entre la dépression-type s'appelle indifféremment *pouvoir déprimant* ou *coefficient manométrique* (Rateau) du ventilateur :

$$\mu = \frac{H}{\frac{\pi}{g} u_1^2}.$$

Le débit q s'écoule à travers la mine représentée par son orifice équivalent a sous l'influence de la dépression h :

$$q = 0,65\, a \sqrt{2g \frac{h}{\pi}}$$

et la dépression h' est déterminée par l'orifice de passage α, lequel est une donnée caractéristique du ventilateur :

$$q = 0,65\, \alpha \sqrt{2g \frac{h'}{\pi}},$$

d'où :

$$a^2 h = \alpha^2 h';$$

$$\frac{h}{h'} = \frac{\alpha^2}{a^2},$$

$$\frac{h}{h' + h} = \frac{h}{H} = \frac{1}{1 + \frac{a^2}{\alpha^2}},$$

$$h = \frac{\mu}{1 + \frac{a^2}{\alpha^2}} \cdot \frac{\pi}{g} \cdot u_1^2.$$

Donc, d'après cette dernière formule : *pour une mine et un ventila-*

teur donnés, la dépression est proportionnelle au carré de la vitesse à la jante.

Nous avons pour nouvelle expression du débit :

$$q = 0,65\ \sqrt{2}\ .\ au_1 \sqrt{\frac{\mu}{1 + \frac{a^2}{\alpha^2}}} = 0,92\ u_1 \sqrt{\frac{\mu}{\frac{1}{a^2} + \frac{1}{\alpha^2}}},$$

et nous aurons pour le *pouvoir débitant* d'un ventilateur :

$$\sqrt{\frac{\mu}{\frac{1}{a^2} + \frac{1}{\alpha^2}}}.$$

Ce pouvoir débitant est relié au rendement manométrique K par la relation :

$$\sqrt{\frac{\mu}{\frac{1}{a^2} + \frac{1}{\alpha^2}}} = a\sqrt{K}.$$

Le rendement mécanique propre d'un ventilateur a pour expression :

$$R = \frac{h}{H + \frac{\pi}{2g} V^2} (1 - \varepsilon),$$

$\frac{\pi}{2g} V^2$ étant la perte sous forme de force vive des molécules d'air rejetées avec la vitesse V dans l'atmosphère, et ε la fraction de travail dépensée à vaincre les frottements mécaniques de l'arbre dans ses coussinets. Ce rendement peut s'écrire :

$$\frac{1}{1 + \frac{a^2}{\alpha^2}} \cdot \frac{1}{1 + \frac{\pi}{2gH} \cdot V^2} \cdot (1 - \varepsilon).$$

On voit qu'il augmente avec le rapport $\frac{\alpha}{a}$.

La commission prussienne du grisou a recommandé de prendre $\frac{\alpha}{a} = 2$, et il est indispensable qu'il soit supérieur à l'unité.

On construit des graphiques qui permettent de se rendre compte rapidement des conditions les plus favorables au fonctionnement d'un ventilateur et qui dictent le choix à faire pour une exploitation envi-

sagée. On obtient, pour chaque ventilateur, des courbes qui fournissent pour chaque valeur de l'orifice équivalent de la mine : le pouvoir débitant, le rendement manométrique, le rendement mécanique.

Pour faire l'avant-projet d'un ventilateur, on calcule d'abord la dépression :

$$h = 0{,}145 \frac{q^3}{a^2},$$

et on déduit ensuite, comme suit, la vitesse u_1 à la jante :

$$h = \mathrm{K} \frac{\pi}{g} \cdot u_1{}^2,$$

$$u_1 = 2{,}86 \sqrt{\frac{h}{\mathrm{K}}}.$$

Cette vitesse, à la jante, est ordinairement de 20 à 40 mètres et exceptionnellement de 50. Si, en appliquant la formule précédente, on obtient une valeur supérieure à 40, on essaiera de remplacer le type de ventilateur et d'en prendre un modèle à rendement manométrique supérieur, à moins d'associer en tension deux ventilateurs.

Le nombre de tours n par minute sera :

$$n = \frac{30\ \omega}{\pi} = \frac{30}{\pi} \frac{u_1}{\mathrm{R}_1} = 9{,}5493 \frac{u_1}{\mathrm{R}_1}.$$

R_1, rayon extérieur des aubes.

L'appareil ainsi déterminé, on a pour expression du travail à développer théoriquement par seconde qh, c'est-à-dire :

$$0{,}145 \frac{q^3}{a^2},$$

et pour puissance correspondante en chevaux :

$$0{,}00193 \frac{q^3}{a^2}.$$

Si donc ρ désigne le rendement mécanique propre du ventilateur adopté, et ρ' celui du moteur choisi, la puissance nominale de ce dernier aura pour valeur, en chevaux *indiqués :*

$$0{,}00193 \frac{q^3}{\rho\rho' a^2},$$

a étant évalué en mètres carrés et q en mètres cubes par seconde.

Classification des ventilateurs dynamiques déprimogènes ou centrifuges dans lesquels le volume débité résulte de la dépression produite par un déplacement de l'air à grande vitesse; la communication de la mine avec le jour restant libre:

			vieux type :
Ventilateurs de grand diamètre à rotation lente	à aubes planes radiales sans enveloppe..		Tournaire, Gallez, Letorte et Lambert, etc.
	à aubes recourbées en arrière se raccordant tangentiellement avec la circonférence extérieure..................		Combes
	à aubes planes avec simple congé de raccordement et à *trompe* ou cheminée..............................		Guibal
	à couronne tournante à axe vertical laissant échapper l'air sur toute sa circonférence entre deux plateaux horizontaux.........	amortisseur à disque.....	Krafft
		amortisseur à directrices fixes (diffusoir).......	Harzé, Gendebien, etc.
	Amortisseur à volutes spiraloïdes.......		Kley (à deux ouïes), Capel
Ventilateurs de petit diamètre, à rotation rapide	Plateau circulaire, fixé sur l'axe de rotation, portant de part et d'autre des ailettes (32) courbes en tôle dont la largeur diminue en s'éloignant de l'axe; à deux ouïes entourées d'un anneau de fonte en forme de tore. Diffuseur formé d'un canal spiraloïde complété par une cheminée de forme évasée...........		Ser, Geneste et Herscher
	Divers types........................		Farcot, Gallaud-Levet, Beer, etc.
	V. hélicoïdes (impropres aux mines)....		Vis pneumatiques de Motte, de Pasquet; V. Rateau, Blackman, Davainne, etc.
	V. hélico-centrifuges..................		Waddle, Pelzer, Rateau (amortisseur compound: disque de forme spiraloïde, l'autre en forme de volute se continue par une cheminée évasée).
	V. diamétraux dans lesquels les trajectoires des molécules d'air y sont successivement centripèdes et centrifuges.		V. multiplicateur de M. Cortier

Données principales concernant quelques types de ventilateurs

Ventilateur aspirant Geneste-Herscher.

DIAMÈTRE des roues à ailettes	ORIFICE équivalent le plus convenable	DÉPRESSION en millimètre d'eau	POULIES		DÉBITS en mètres cubes par seconde	DIMENSION de la machine à vapeur pour dépression de 80 millimètres	
			diamètre	largeur		alésage	course
0,675	0,17 à 0,24	80	0,400	0,200	4 à 5,5	0,250	0,25 à 0,40
0,800	0,24 à 0,34	80	0,450	0,220	5,5 à 8	0,250	0,25 à 0,40
1,000	0,34 à 0,54	80	0,600	0,250	8 à 12,5	0,300	0,30 à 0,50
1,200	0,54 à 0,78	80	0,750	0,250	12,5 à 18	0,350	0,35 à 0,55
1,450	0,78 à 1,10	80	0,900	0,300	18 à 26	0,400	0,40 à 0,60
1,700	1,10 à 1,56	80	1,000	0,320	26 à 36	0,450	0,45 à 0,70
2,000	1,56 à 2,16	80	1,100	0,350	35 à 50	0,500	0,50 à 0,80
2,400	2,16 à 3,12	80	1,200	0,400	50 à 72	0,600	0,60 à 0,85

Ventilateur Mortier avec moteur indépendant

DIAMÈTRE extérieur de la roue	LARGEUR extérieure de la roue	ORIFICE équivalent convenable	DÉPRESSION pour une vitesse tangentielle de 30 mètres	DÉBIT en mètres cubes par seconde	FORCE nécessaire en chevaux	RENDEMENT mécanique 0/0
mm.	mm.	m2	m.			
900	600 750 900	0,27 0,34 0,40	0,1025	4 à 8 5 à 10 6 à 12	9 à 27	65
1.200	800 1.000 1.200	0,48 0,60 0,72	0,1050	7 à 14 8,5 à 17 10,5 à 21	15 à 45	67,5
1.500	1.000 1.250 1.500	0,75 0.94 1,12	0,1075	12 à 24 15 à 30 18 à 36	25 à 75	70
1.800	1.200 1.500 1.800	1,08 1,35 1,62	0,1100	18 à 36 22,5 à 45 27 à 54	36 à 108	72,5
2.100	1.400 1.750 2.100	1,47 1,84 2,20	0,1125	24 à 48 30 à 60 36 à 72	45 à 135	75
2.400	1.600 2.000 2.400	1,92 2,40 2,88	0,1150	31 à 62 39 à 78 48 à 96	60 à 180	78

Voici, à titre d'exemple, la disposition adoptée dans une installation récente aux mines de l'Escarpelle (puits nº 9). Les exploitants ayant à installer un puits de retour pour l'aérage de ses fosses nº 1 et nº 3, éloignées l'une de l'autre de 1.500 mètres, ont été amenés à disposer ce puits à une assez grande distance des fosses d'extrac-

Grands ventilateurs Rateau (centrifuge)

NUMÉROS	DIAMÈTRE DE LA ROUE	ORIFICES ÉQUIVALENTS	PRESSION DE : 48 millimètres d'eau — Tours par minute	48 millimètres d'eau — Débit par seconde	48 millimètres d'eau — Travail effectif	108 millimètres d'eau — Tours par minute	108 millimètres d'eau — Débit par seconde	108 millimètres d'eau — Travail effectif	192 millimètres d'eau — Tours par minute	192 millimètres d'eau — Débit par seconde	192 millimètres d'eau — Travail effectif	Applicable à des orifices équivalents variant entre :
	m.	m2		m3	chev.		m3	chev.		m3	chev.	m.
1	4,00	3,00	95	56	48	144	84	160	191	112	380	2,60 et 4,00
2	3,40	2,00	112	40	35	169	60	115	225	80	280	1,85 et 2,60
3	2,80	1,50	137	28	24	205	42	80	274	56	190	1,30 et 1,85
4	2,40	1,00	159	20	17	238	30	57	318	40	140	0,92 et 1,30
5	2	0,75	191	14	12	287	21	40	382	28	95	0,65 et 0,92
6	1,70	0,50	225	10	8,5	336	15	28	450	20	70	0,46 et 0,65
7	1,40	0,375	274	7	6	410	10,5	20	548	14	48	0,30 et 0,46
8	1,20	0,27	318	5	4,3	476	7	14	636	10	35	0,21 et 0,30
9	1,00	0,19	382	3,5	3	560	5	10	764	7	28	au-dessous de 0,21

Le pouvoir manométrique du ventilateur Rateau atteint 1,05.

tion, afin de diminuer la longueur des circuits d'aérage et de réaliser l'aérage diagonal (*fig.* 14).

La station centrale de la Compagnie, située à 1.600 mètres du nouveau puits, fournit du courant triphasé à 5.000 volts, 50 périodes, dans des conditions très économiques puisqu'elle utilise les flammes perdues et les gaz en excès des fours à coke pour alimenter ses moteurs.

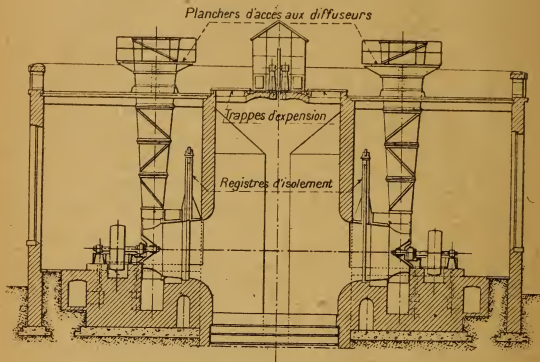


Fig. 14. — Ventilateurs du puits n° 9 aux mines de l'Escarpelle.

Puits. — Le diamètre a été fixé à 5 mètres afin d'obtenir une section utile sensiblement égale aux sections réunies des fosses d'entrée d'air. Les pertes de charges dans les puits ont été ainsi fortement réduites.

Deux treuils, un de fonçage et un de manœuvre, actionnés aussi par courant triphasé et munis d'évite-molettes, de sonneries et d'indicateur de position, ont permis d'exécuter le fonçage dans des conditions très satisfaisantes de rapidité et de sécurité.

Le treuil de manœuvre a été conservé dans l'installation définitive, comme appareil de secours et de visite du puits.

Ventilateur. — Deux ventilateurs identiques ont été placés dans des positions symetriques et aussi près que possible du puits afin d'éviter les pertes de charge souvent très importantes dans les galeries d'accès. Ces ventilateurs sont du type Monnet et Moyne ; ils ont 2^{m},400 de diamètre à la turbine, ils sont montés sur paliers avec roulement et butée à billes donnant des frottements extrêmement réduits, un entretien minime et une très faible consommation d'huile.

A la vitesse de 227 tours par minute et pour un orifice équivalent

de 2^{m2},28, ces ventilateurs peuvent débiter 60 mètres cubes d'air par seconde avec une dépression de 100 millimètres d'eau.

A la vitesse de 277 tours et sur un orifice équivalent de 2^{m2},48, ils peuvent extraire 80 mètres cubes d'air avec 150 millimètres de dépression. Les courbes caractéristiques de ces ventilateurs montrent que les rendements mécaniques sont voisins de 75 0/0 entre les limites étendues de l'orifice équivalent et que le pouvoir manométrique diminue lorsque l'orifice équivalent augmente au delà de la limite pour laquelle le ventilateur a été construit.

Le constructeur aurait pu modifier l'inclinaison des ailes afin de diminuer plus fortement le pouvoir manométrique lorsque l'orifice équivalent augmente. Au lieu d'être inclinées de 60° vers l'avant, les ailes peuvent être normales à la circonférence ou même être inclinées vers l'arrière. On arrive ainsi, sans variation trop importante du rendement, à n'avoir pas à redouter le fort accroissement du travail du ventilateur lorsque l'ouverture de la mine augmente brusquement :

Ces conditions sont bien celles qu'il est désirable d'obtenir :

1° Pour les travaux dont l'orifice équivalent est appelé à varier d'une période à une autre ;

2° Pour la commande par moteurs à courant triphasé, moins souples que les moteurs à courant continu ou les machines à vapeur.

Lignes d'amenée du courant. — Deux lignes entièrement distinctes servent indifféremment à amener le courant à 5.000 volts de la station au tableau des moteurs des ventilateurs. L'une de ces lignes est en câble armé, elle est placée souterrainement, l'autre est en câbles aériens montés sur pylônes métalliques.

Des lampes à feu rouge placées sur le tableau d'arrivée indiquent, d'une manière continue, si les lignes sont en charge. L'arrivée du courant à l'arrière du tableau est installée en boucle et des coupe-circuits permettent d'isoler momentanément les appareils à réparer sans avoir à arrêter la ventilation de la mine.

Electro-moteurs. — On a adopté des moteurs à courant triphasé, afin de pouvoir utiliser le plus économiquement et le plus simplement possible le courant à 5.000 volts, 50 périodes, produit par la centrale électrique ; mais comme il semblait désirable de pouvoir faire varier facilement, dans certains cas spéciaux, la puissance de l'aérage mécanique, on a choisi pour commander l'un des ventilateurs le moteur à collecteur et à vitesse variable fourni par la Société anonyme des ateliers de constructions électriques du Nord et de l'Est, à Jeumont.

Le ventilateur n° 1 actionné par ce moteur peut fonctionner entre les limites suivantes :

Vitesse du ventilateur	Puissance absorbée
134 tours par minute............	17 chevaux
335 — —	215 —

Mines de l'Escarpelle (Fosse n° 9).

Rendement des ventilateurs aspirants de 2m,400 × 800 " Type Monnet et Moyne " actionnés par moteur électrique à courant triphasé.

	MOTEUR									
Numéros des essais	Watts	Ampères	Volts	Kva	Cos φ pour l'ensemble trans-formateur et moteur	Pertes en watts dans le transfor-mateur	Nombre de tours du moteur par minute	Puissance absorbée par le moteur	Rende-ment du moteur	Puissance en chevaux sur l'arbre du moteur C
Ventilateur n° 1.										
1	121.800	19,1	5.000	165.215	0,736	17,500	596	104.300	0,86	122,14
2	121.500	17	4.860	142.932	0,845	17,400	600	104.100	0,88	124,1
3	93.300	19	4.960	163.100	0,572	12,500	476	80.800	0,73	80,1
Ventilateur n° 2.										
4	80.700	10,55	4.928	89.943	0,897		731	80.700	0,91	99,76
5	49.500	6,5	5.040	56.675	0,873		747	49.500	0,92	61,6
6	90.000	11,75	4.940	100.533	0,895		734	90.000	0,91	111

Mines de l'Escarpelle (Fosse n° 9).

Rendement des ventilateurs aspirants de 2m,400 × 800 " Type Monnet et Moyne " actionnés par moteur électrique à courant triphasé.

	VENTILATEUR											
Numéros des essais	Watts	Ampères	Volts	Kva	Nombre de tours du ventilateur	Dépression en millimètres d'eau (h)	Vitesse de l'air en mètres par seconde à la sortie du diffuseur	Débit en m3 par seconde (Q)	Orifice équivalent $O = \frac{0,38Q}{\sqrt{h}}$	Puissance théorique en air débité en chevaux $P = \frac{Qh}{75}$	Puissance absorbée par le ventilateur 96 0/0 de C Perte de 4 0/0 par la courroie	Rendement du ventilateur $R = \frac{P}{0,96C}$
					Ventilateur n° 1.							
1	121.800	19,1	5.000	165.215	232	112	10	54,45	1m2,95	81,3	117,25	0,693
2	121.500	17	4.860	142.932	233	111	10,433	56,859	2 ,05	84,15	119,13	0,706
3	93.300	19	4.960	163.100	184	68	9,80	53,31	2 ,45	55,8	76,89	0,725
					Ventilateur n° 2.							
4	80.700	10,55	4.928	89.943	231	114	7,654	41,714	1 ,485	63,40	95,77	0,662
5	49.500	6,5	5.040	56.675	200	82	6,85	37,332	1 ,566	40,8	59,13	0,694
6	90.000	11,75	4.940	100.533	232	108	10,033	54,680	1 ,997	78,7	106,5	0,745

La vitesse probable de régime étant :

267 tours par minute............ 110 chevaux

La transmission se faisant par courroie, le moteur fourni a les caractéristiques suivantes :

Vitesses	Puissances	Rendements	Cos φ
300 tours	20 chevaux	0,60	0,25
600 —	115 —	0,86	0,90
750 —	225 —	0,88	1

La vitesse peut être réglée, comme il est désiré, entre les limites indiquées par la simple modification du calage des balais ; cette vitesse est réduite, le plus habituellement, à 600 tours ; mais elle peut, sans aucun inconvénient pour le moteur, être maintenue indéfiniment à l'une quelconque des vitesses comprises entre 300 et 750 tours aux charges indiquées ci-dessus sans crachements ou étincelles sensibles aux balais.

Le moteur peut supporter indéfiniment la pleine charge à la vitesse de 750 tours et de plus une surcharge de 20 0/0 pendant une heure ou de 50 0/0 pendant cinq minutes suivant cette période de marche à pleine charge, sans danger ou inconvénient pour sa conservation.

Le ventilateur n° 2 est commandé par courroie au moyen d'un moteur asynchrone 5.000 volts, d'une puissance de 125 chevaux, un peu supérieure à la puissance normale prévue, et travaillant par suite avec un bon rendement.

Le puits de retour servant uniquement à l'aérage et ce puits étant assez éloigné des fosses d'entrée d'air, un court-circuit donnant une surcharge importante est peu à craindre pour le moteur.

Le tableau précédent indique les résultats obtenus.

5° COMPRESSEURS D'AIR

Choix et calcul d'un compresseur. — En admettant, pour le rendement de la force transmise par l'air comprimé, le chiffre de 33 0/0, qui est un maximum, on peut estimer que chaque perforateur Eclipse ou Hardy en service dans la mine exige une force de 12 chevaux-vapeur, mesurés sur le piston de la machine du compresseur.

Les compresseurs peuvent être divisés en trois classes :

1° Les compresseurs à *grande vitesse*, *type Burckhardt*, dont le rendement, notablement inférieur à celui des compresseurs à vitesse moindre, sont moins sensibles que celui de ces derniers aux variations de vitesse. Cela tient à ce que le refroidissement de l'air n'étant

assuré, dans les compresseurs Burckhardt, que par une circulation d'eau dans l'enveloppe du cylindre compresseur, est incomplet et la compression se fait suivant la courbe adiabatique.

2° Dans les compresseurs à *faible vitesse et à colonne d'eau, type Hanarte*, l'air comprimé est en contact immédiat avec l'eau. De plus, par un artifice de construction, la surface de contact de l'air comprimé avec l'eau croît en même temps que la pression.

Dans l'un et l'autre de ces types, les espaces nuisibles sont presque complètement évités.

3° Les *turbo-compresseurs.*

Voici, pour fixer les idées, des chiffres de rendement de deux types de compresseurs à piston.

Compresseur établi aux houillères de Ronchamp (*Haute-Saône*) (type Burckardt).

Les chaudières qui alimentent ce compresseur marchent à 4 kilogrammes seulement.

Diamètre du cylindre à vapeur................	0m,600
— — à air....................	0 ,500
Course commune............................	0 ,600

Le compresseur fournit :

A la vitesse de	60 tours par minute...		2^{m3}	d'air comprimé à 5 kilogrammes
—	85	— ...	3	
—	100	— ...	3.500	

A la vitesse de 85 tours (3 mètres cubes), on a :

Travail effectif du compresseur..............	112 chevaux
— indiqué de la vapeur................	134 —
Introduction de la vapeur....................	0,30
Poids d'air aspiré à 15° par minute..........	1.340 kilogrammes
Poids de vapeur consommé à l'heure.........	1.900 —

Le travail théorique nécessaire pour obtenir un mètre cube d'air comprimé à 5 kilogrammes effectifs est, en admettant la compression isotherme, de 106.435 kilogrammes. Il en résulte que le *rendement général* de l'appareil, c'est-à-dire le rapport du *travail indiqué* de la vapeur au *travail théorique* de la compression isotherme, est de :

$$\frac{106.435}{\frac{134 \times 75 \times 60}{3}} = 0,53.$$

Le *rendement du mécanisme*, c'est-à-dire le rapport du *travail effectif*

du compresseur au travail indiqué de la vapeur, est de :

$$\frac{112}{134} = 0{,}84,$$

et la consommation de vapeur par cheval indiqué serait, dans les conditions défavorables de 4 kilogrammes de pression seulement aux chaudières, de :

$$\frac{1900}{134} = 14^{kg}{,}00,$$

chiffre élevé. La machine n'a pas de condenseur. Elle est à détente variable par régulateur.

Ce genre de compresseur a, d'autre part, l'avantage d'être très ramassé comme forme, d'occuper peu de place, d'être monté sur un bâti unique et d'un poids relativement faible comparé à celui des compresseurs à colonne d'eau, qui ont les inconvénients contraires.

Compression étagée. — Reprenons le diagramme de la figure et supposons qu'une fois arrivés dans une première période de compression adiabatique, au point M de la courbe, nous puissions refroidir la masse de manière à ramener le volume à la température initiale M viendra en M′ sur l'isotherme d'égale compression.

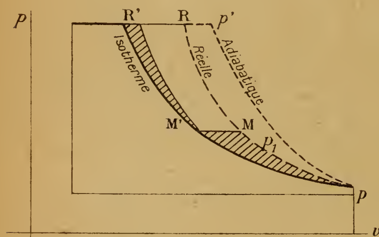


Fig. 15. — Compression étagée.

Reprenons alors la compression adiabétique, nous arriverons en R′ au lieu de R, qui aurait été atteint par la compression directe adiabatique, sauvant ainsi tout le travail représenté par le parallélogramme à côtés courbes MM′ R′R.

C'est ce qu'on appelle la *compression étagée.*

On peut même la concevoir avec un nombre plus grand d'étages, mais la complication pratique devient alors extrême. Il y a une limite, attendu que les pertes s'ajoutent dans chaque appareil. On se borne dans la pratique à deux.

On doit choisir M de telle façon que

$$p_1 = \sqrt{p \cdot p'}.$$

Pratiquement parlant, avec une pression initiale de 7 kilogrammes

et l'étage à 5 kilogrammes, on obtient 12 à 15 0/0 d'économie sur la compression sans étage. Cet avantage s'accroît avec le chiffre de la pression initiale.

Les compresseurs Sullivan à étage refroidissent l'air à son passage du cylindre HP au cylindre BP. au moyen d'un échangeur tout à fait analogue à un condenseur de surface dans une machine marine. L'inconvénient de ce dispositif est d'exiger beaucoup de place. Dans le compresseur Meyer, le même cylindre sert pour la compression étagée, la différence de volume sur les deux faces du piston s'obtenant par l'accroissement du diamètre de la tige. On a alors un grand volume d'un côté et un volume moindre pour la compression finale, ce qui diminue forcément le rendement. Ce dispositif n'est à recommander que pour les petites forces.

Compresseur établi aux fosses du Temple et Saint-Mark, à Anzin (type Hanarte).

Cet appareil donne 4 millimètres cubes d'air comprimé à 5 kilogrammes par minute avec une vitesse de 34 tours.

Les essais ont donné :

Pour le rendement volumétrique.....	90 p. 100.
Pour le rendement dynamique.......	80 —

Enfin, la quantité de travail absorbée par l'échauffement de l'air au moment de la compression, qui est de 17 0/0 du travail résistant, réduit l'effet utile de la machine à :

$$0{,}80 \times 0{,}83 = 0{,}664,$$

au lieu de 0,53 trouvé dans le cas précédemment cité.

Le rendement du compresseur Hanarte diminue au fur et à mesure qu'on élève la pression de l'air comprimé. Il diminue aussi et assez rapidement avec l'accroissement de la vitesse. Ainsi :

A 20 tours, le rapport	$\frac{\text{Travail résistant}}{\text{Travail moteur}}$	= 84,5 p. 100
30 —	—	82,26 —
35 —	—	80,6 —

Ces compresseurs conviennent donc pour un travail régulier et sujet à peu de variations.

Turbo-compresseurs et turbo-machines en général.

Jusqu'à ces derniers temps, on n'obtenait pas avec les ventilateurs centrifuges des pressions ou des dépressions supérieures à $0^m{,}50$ de colonne d'eau. Actuellement, en accouplant à une turbine à vapeur ou à un électromoteur un ventilateur convenablement construit, on

peut obtenir dix fois plus avec une seule roue et *autant que l'on veut* avec plusieurs. Pareillement, on ne demandait naguère aux pompes centrifuges que d'élever l'eau à 12 ou 15 mètres de hauteur, et récemment un constructeur, M. Schabawer, de Castres (Tarn), a pu, à l'aide d'une seule roue, élever l'eau à plus de 100 mètres, et d'autres, avec plusieurs roues disposées en tension, sont parvenus à élever l'eau à des hauteurs quelconques (Sulzer, Mather Reynolds, Rateau, etc.) avec des *rendements pratiques industriels*.

Propriétés fondamentales et éléments de calcul pratiques. — Nous réunissons ce qui a trait aux ventilateurs, turbo-compresseurs, turbo-soufflantes et pompes centrifuges, en un mot aux *turbo-machines*, car il n'y a de différence entre elles que la densité du fluide qui les traverse.

Si on fait tourner la roue mobile d'une turbo-machine à une vitesse constante, la machine consommera un travail T_m sur son arbre grâce auquel elle donnera un débit Q et une hauteur de pression H que nous estimerons en colonne même du fluide qui traverse l'appareil. Ce débit et cette pression dépendent non seulement de la vitesse de la machine, mais encore des conditions dans lesquelles se présente le circuit extérieur où la pression H est utilisée. Si l'on modifie ce circuit extérieur, le débit et la pression varieront aussi. Le débit, par exemple, peut varier entre zéro et un certain maximum Q_m qui est obtenu lorsque l'appareil étant mis dans la situation que M. Rateau appelle en *court-circuit* par analogie avec l'électricité, la hauteur de pression H est nulle.

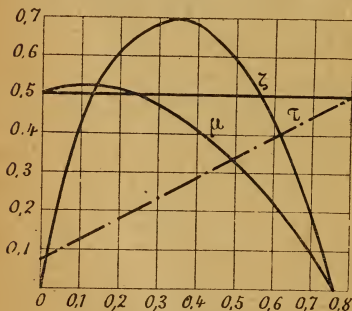


Fig. 16.

La figure 16 indique les courbes qu'on obtient par l'expérience sur une pompe donnée en portant en abscisse le début Q de l'appareil et en ordonnée, soit la pression H donnée par la machine qui correspond à un certain débit Q (la vitesse de rotation restant toujours constante par hypothèse) soit la puissance T_m transmise à l'arbre, soit le rendement mécanique ρ de la machine, ce rendement étant le rapport entre le travail utile ϖQH qu'elle fournit par seconde et la puissance T_m transmise à l'arbre.

Ces courbes affectent des formes variables suivant le système de ventilateur ou de pompe, mais on reconnaît que :

La courbe des hauteurs de prévision a une forme parabolique avec un sommet plus ou moins aplati ;

La courbe de la puissance transmise à l'arbre est assez voisine d'une droite qui s'élève à mesure que croît le débit ;

La courbe du rendement mécanique affecte toujours la forme d'une sorte de parabole passant par l'origine et par le point du débit limite, son sommet correspond au rendement maximum, S[m] de la machine.

M. Rateau a indiqué (*Traité des turbo-machines*, 1900; Dunod et Pinat, éditeurs) comment on peut construire, avec les courbes établies ainsi que nous venons de le dire, d'autres courbes *caractéristiques* de chaque type d'appareil, indépendantes de la vitesse de rotation et de la grandeur de la machine, en réduisant les débits, hauteurs et puissance transmise à l'arbre, à des coefficients indépendants des unités de mesure. Il suffit, pour cela, de les diviser par des puissances appropriées de la vitesse périphérique u et du rayon r de la roue mobile. Ces divers coefficients sont définis et désignés par M. Rateau ainsi qu'il suit :

Rendement mécanique .... $\rho = \dfrac{\varpi QH}{T_m}$

Coefficient de débit .... $\delta = \dfrac{Q}{ur^2}$

— manométrique .... $\mu = \dfrac{gH}{u^2}$

— de la puissance transmise .... $\tau = \dfrac{gT_m}{u^3r^2} = \dfrac{\mu\delta}{\rho}$

Il résulte de la fixité des courbes caractéristiques, pour chaque type de machine, des lois qu'il importe de connaître pour tirer des pompes et des ventilateurs la meilleure utilisation, et entre autres celle-ci : *En marche normale, une pompe ou un ventilateur centrifuges donnent un débit proportionnel à la vitesse de rotation et une hauteur de pression proportionnelle au carré de cette vitesse de rotation;* de sorte qu'en marche normale le débit est proportionnel à la racine carrée de la hauteur de pression.

Quand on s'écarte de la marche normale de ces appareils, le rendement mécanique baisse.

M. Rateau démontre les avantages des turbo-compresseurs sur les compresseurs à piston et, par des diagrammes relevés sur chacun de ces types de machines, il fait apprécier les différences qui existent entre elles au point de vue de la constance de la pression. L'équivalence du rendement de ces deux sortes de compresseurs, constatée par M. Havelick dans ses essais sur deux appareils de même puissance,

est due au refroidissement plus efficace de l'air dans le turbo-compresseur, qui permet de racheter le rendement moindre par une compression plus voisine de l'isothermique.

On possède aujourd'hui, grâce aux turbines à vapeur et aux électromoteurs, le moyen de produire des pressions de 5 à 6 mètres d'eau avec des turbo-ventilateurs prenant l'air à la pression atmosphérique, ainsi que des hauteurs d'élévation de 200 à 300 mètres avec des pompes centrifuges avec *une seule roue* et, si on associe 2, 3, 4 roues en tension, il n'y a pas de difficulté à obtenir des pressions d'air de

DÉSIGNATION	TURBO-COMPRES- Marche à haute pression			
Pression absolue de vapeur à l'entrée en kilogramme-centimètre-carré	10,286	9,913	8,8837	8,744
Consommation de vapeur mesurée, en kilogramme-heure	5,100	5,155	5,060	6,330
Vide au condenseur, en centimètre de mercure	69	69 1/2	69 1/2	69
Température ambiante	16°	15°	14°5	14°5
Température de l'air à l'aspiration	34°	32°	31°5	30°5
Température de l'air au refoulement à la sortie du réservoir d'air	130°	133°	133°	133°
Pression absolue de l'air à l'aspiration	1,0187	1,0177	1,0167	1,0047
Pression absolue de l'air au refoulement	7,271	7,172	6,532	6,532
Air aspiré en mètre cube-seconde, à la pression et à la température de l'aspiration	1,317	1,413	1,576	1,949
Travail utile, d'après la compression isothermique en chevaux	352	375	398	489
Consommation de vapeur par cheval utile, en kilogramme-heure	14,5	13,75	12,70	12,94
Consommation théorique par cheval utile, en kilogramme-heure	4,16	4,17	4,165	4,02
Rendement thermique total	0,286	0,304	0,327	0,310

NOTA. — La consommation de vapeur du compresseur électrique a été faite
Les mesures des débits ont été faites à l'aide de tuyères calibrées

1kg,25, 2, 5 et 4 kilogrammes par centimètre carré, ou des pressions d'eau de 500, 700, 1.000 mètres, etc.

Si les turbo-machines n'ont pas, en général, un rendement mécanique aussi élevé que celui des machines à piston, elles rachètent ce désavantage par des qualités précieuses : prix d'installation moins élevé, faible encombrement, fondations peu importantes, facilités de mise en marche et d'entretien, peu de chances d'avarie et, enfin, surveillance réduite au minimum. Une propriété intéressante des pompes centrifuges consiste en ce fait que la force motrice qu'elles réclament

SEUR RATEAU — Marche à basse pression				COMPRESSEUR A PISTONS à injection compound mû par machine à vapeur à cylindres jumelés			COMPRESSEUR à sec à pistons compound mû par moteur asynchrone
8,594	1,267	1,247	1,254	7,87	8,04	7,86	»
6,460	10,610	10,510	10,340	»	»	»	»
69	66	65	65,5	»	»	»	»
15°	21°	20°	19°	12°6	11°8	11°	14°5
29°5	32°5	33°	33°	»	»	»	»
142°	126°	126°	128°	21° 1/4	25°65	23°40	34°33
0,9962	1,0145	1,0173	1,0183	»	»	»	»
6,032	6,631	7,031	7,291	7,011	7,04	7,00	6,8829
2,298	1,544	1,377	1,256	1,237	0,936	0,634	0,198
550	393	362	336	327	248	168	51,6
11,74	27,0	29,0	30,8	21,26	19,54	16,07	15,03
3,98	9,64	9,61	9,62	9,11	8,94	8,79	»
0,340	0,357	0,332	0,314	0,428	0,457	0,546	»

en comptant 10kg,3 de vapeur par kilowatt-heure comprenant la perte en ligne.
pour les différents types de compresseurs avec formule de M. Rateau.

quand elles ne débitent pas, même sous la hauteur de charge normale, est une petite fraction de la force motrice qui correspond au débit normal. Dès lors, le couple au démarrage est faible, ce qui est précieux pour l'accouplement avec certains électromoteurs. Avec les pompes à piston, au contraire, le couple au démarrage est sensible-

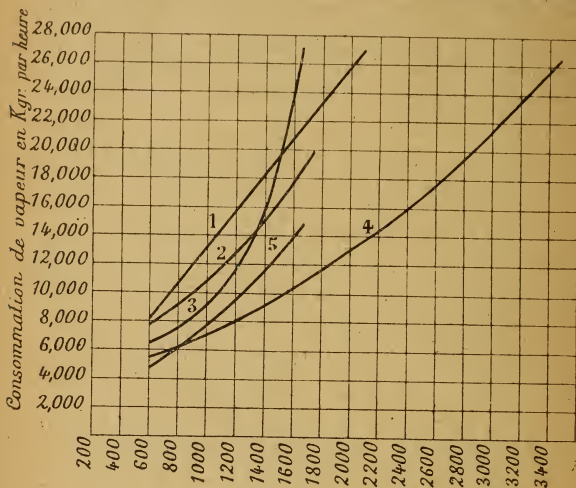


Fig. 17.

1. Turbine à basse pression 94 0/0 de vide.
2. Machine à piston échappement libre.
3. Machine à piston avec contre-pression due à la turbine.
4. Machine à piston 87 0/0 de vide.
5. Ensemble : machine et turbine 94 0/0 de vide.

Consommation de vapeur par heure pour une machine Corliss $\frac{712 \times 1.370}{1.120}$ et une turbine à basse pression.

ment le même que celui de la marche normale, à moins que l'on ne réduise temporairement la hauteur de refoulement par une soupape ou un robinet de décharge.

Aux avantages communs à toutes les turbo-machines, les pompes

multicellulaires centrifuges joignent celui de la suppression du graissage, puisque les seuls organes où il y ait à verser de l'huile de temps en temps sont les deux paliers de la dynamo.

Des essais comparatifs d'un turbo-compresseur Râteau et d'autres compresseurs à piston de bonne construction ont été faits en 1911 aux mines de Nœux.

Nous en résumons les résultats dans le tableau pages 128 et 129. Il

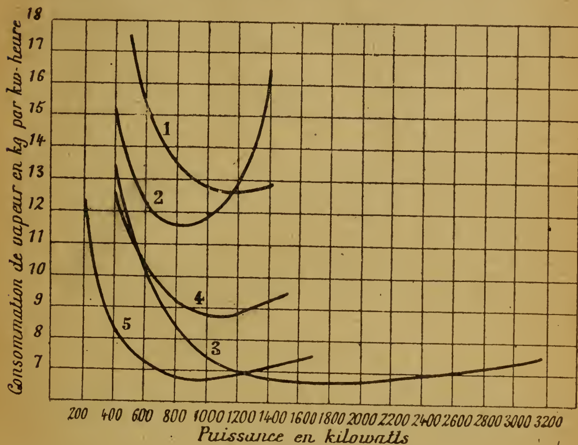


Fig. 18.

1. Machine à piston à échappement libre.
2. Machine à piston avec contre-pression.
3. Machine à piston à condensation 87 0/0 de vide.
4. Machine à piston et turbine combinées 94 0/0 de vide.
5. Machine à piston et turbine de 6.000 kilowatts.

s'agit d'un turbo-compresseur Rateau actionné par une turbine Rateau mixte de 800 chevaux à 4.000 tours. Le compresseur est à quatre étages, en deux corps, et le débit de 20 mètres cubes d'air à 6 kilogrammes.

L'avantage du moindre encombrement est de première importance pour les grandes installations d'air comprimé où on ne rencontre que des turbo-compresseurs associés à des turbines à vapeur. Nous cite-

rons notamment un compresseur à piston des mines du Rand aspirant 16.500 à 18.250 mètres cubes et comprimant à $6^{kg},8$, qui occupe $1,8 \times 17,9 = 145$ mètres carrés, tandis que le nouveau turbo-compresseur de même puissance n'occupe que $2 \times 8,5 = 17$ mètres carrés.

Cette question de l'encombrement et des frais de construction qui s'y rattachent devient primordiale dès qu'on en vient à établir ces colossales centrales d'air comprimé qui, comme celle du Rand, sont capables d'aspirer 400.000 mètres cubes à l'heure comprimés à 9 kilogrammes ou comme la centrale du tunnel de l'Hudson susceptible de comprimer à 5 et 6 kilogrammes un volume d'air aspiré à l'heure de 84.000 mètres cubes.

La figure 18 fait connaître les détails du fonctionnement et de consommation de vapeur en kilogrammes par heure tandis que la figure 00 donne les mêmes indications, mais la consommation y est ramenée au kilowatt-heure.

Les turbines à vapeur semblent économiques à partir de 1.000 chevaux. Leur principal avantage est de permettre un vide plus élevé que les machines à piston. Alors que dans celles-ci on peut difficilement dépasser un vide de 85 0/0, on atteint couramment dans les turbines 90 à 95 0/0.

De là l'idée, mise à exécution par M. Rateau, de combiner la turbine à vapeur à basse pression avec la machine à pistons à haute pression, surtout là où la machine à pistons était préexistante.

6° MACHINES D'EXHAURE

Pendant un fonçage et quand la venue d'eau est peu importante, on assure l'assèchement à l'aide des bennes qui servent à l'extraction des déblais.

Etant donné la section du puits et son avancement à la journée, on peut en déduire facilement le nombre n de bennes de déblais à extraire par heure pour tenir le front de taille bien dégagé.

Si on désigne par x le nombre de mètres cubes d'eau (venue d'eau) par heure et si les bennes de terre sont de 1/2 mètre cube, ce qui est un chiffre moyen, on doit faire face à une extraction de :

$$(n + 2x + m) \text{ cordées.}$$

Chaque cordée exige $1 + 1 = 2$ minutes pour les manœuvres.

En désignant par h la profondeur du puits et par v la vitesse moyenne des bennes, on a l'équation :

$$(n + 2x + m)\left(1 + 1 + \frac{2h}{60v}\right) = 60,$$

ce qui revient à dire qu'on a entre h et x une relation représentée par une hyperbole équilatère, les autres conditions étant déterminées.

Pratiquement, on peut, jusqu'à une profondeur de 100 mètres, faire face à une venue d'eau de 5 à 6 m. c. par heure sans gêner l'extraction des déblais. Il faut naturellement avoir, au-dessus du niveau de fonçage, un plancher volant sur lequel on place le dispositif nécessaire pour tenir le chantier constamment asséché. Ce sont les pompes portatives électriques qui sont à recommander si l'installation comporte une distribution d'énergie, sinon il faut employer des pompes à vapeur qui rendent l'atmosphère pénible à supporter.

Classification des moteurs pour pompes.

A) Moteurs indépendants de la pompe placés au jour :

sans rotation	hydrauliques	à colonne d'eau et action directe
	à vapeur	à simple effet
		à double effet
avec rotation	hydraulique	roues, turbines
	à vapeur	à un cylindre
		compound

B) Moteurs accolés à la pompe placés au fond :

à vapeur	sans rotation	sans volant
	avec rotation	avec volant et deux cylindres
hydrauliques	à colonne d'eau	
	à haute pression et transmission hydraulique (pompes Kaselowsky, Hamiel et Lueg, etc.,	
électriques.		

Les pompes d'épuisement sont actionnées par une machine placée *au jour* ou *au fond*.

La machine placée au jour actionne la pompe par l'intermédiaire d'un long et pesant attirail (*maîtresse-tige*), et l'épuisement s'effectue en *un seul jet* ou *en répétitions*. Dans ce dernier cas, la hauteur de refoulement est fractionnée en plusieurs travées (de 50 à 100 mètres) ; à la base de chacune d'elles se trouve, non plus comme autrefois, une bâche et un corps de pompe, mais simplement un prolongement de 2 à 3 mètres de la colonne (*redoublement de colonne*) à côté du corps de pompe desservant le relais.

Le système de la maîtresse-tige tend de plus en plus à disparaître ; il est encombrant et sujet, par suite de la multiplicité des pompes, à de fréquents dérangements.

Les pompes sont : *à mouvement alternatif* (aspirantes et soulevantes à piston creux ou à piston plein, à simple ou à double effet ; foulante verticale à simple effet et à piston plongeur ; foulante horizontale à double effet ; différentielles, etc.) ou *à mouvement rotatif*.

Il importe de connaître le rendement des pompes, c'est-à-dire le

rapport du travail utile en eau élevée, à celui que l'arbre de l'appareil reçoit du moteur. Il s'élève à 0,85 et parfois 0,90 avec les meilleures pompes. Le rendement global sera le produit du rendement des pompes par le rendement du moteur et par le rendement de la transmission (hydraulique, à air comprimé ou électrique), si on en fait usage.

Machine d'épuisement à maîtresse-tige.

On démontre que la puissance dynamique de la combustion du charbon limite à 857 mètres la profondeur, à laquelle on peut aller prendre l'eau nécessaire à la condensation et encore ce chiffre doit-il être sensiblement réduit lorsque le moteur est placé au fond. Cette limite est heureusement supérieure à la profondeur de la plupart des houillères.

Les condenseurs, naturellement indiqués pour les moteurs d'épuisement, sont, en général, actionnés directement par les machines elles-mêmes. Dans les moteurs souterrains, on utilise le condenseur pour aspirer l'eau du puisard et la déverser à un niveau supérieur.

Les principaux types de moteurs sont:

Moteurs à simple effet (la vapeur n'est employée qu'à soulever la maîtresse-tige et tout l'attirail);

A traction directe et installée immédiatement sur le puits (la vapeur agit sous le piston);

A balancier (la vapeur pèse sur le piston) supérieur ou inférieur ; à bras égaux ou à bras inégaux.

Dans un tel moteur, la *détente* est naturellement indiquée, et elle fonctionnera dans des conditions de plus en plus favorables, à mesure qu'augmentera la profondeur.

Dans les appareils ordinaires, la détente étant réglée une fois pour toutes, Davey a imaginé de la faire régler par la machine elle-même à l'aide de la *distribution différentielle* qui porte son nom. Cet appareil, si la machine s'emporte, en raison d'un défaut d'équilibre entre sa puissance et les résistances à vaincre, ferme plus tôt l'admission, allonge la détente et ramène tout dans l'ordre.

L'introduction du système compound a permis de diminuer la contre-pression au petit cylindre, dès le début, par suite de la détente de la vapeur dans le grand cylindre avec lequel il communique; en sorte que, pendant la période d'admission au petit cylindre, l'effort moteur, fourni par le piston de ce petit cylindre, va en croissant, tandis qu'il décroît au grand cylindre; il s'établit ainsi une compensation qui diminue les écarts de puissance aux deux extrémités de la course.

On arrive, par là, à diminuer de moitié les masses de l'attirail. On établit de préférence les cylindres au-dessus l'un de l'autre et l'on adapte des soupapes d'équilibre qui permettent de laisser la maîtresse-tige descendre librement; la fermeture de ces soupapes, un peu avant la fin de la course, agit comme amortisseur de vitesse. Malgré ces per-

fectionnements, ces appareils encombrants et coûteux tendent à disparaître.

M. Bochkoltz a imaginé, en 1868, d'adjoindre sous le nom de *régénérateur de force* un contrepoids spécial qui a pour effet de ralentir progressivement le mouvement de descente vers la fin, en même temps qu'il l'accélère au début sans avoir recours à l'étranglement de la vapeur.

C'est un contrepoids que l'on place à l'extrémité d'un bras de levier, placé à angle droit sur le milieu du balancier disposé, autrefois, pour équilibrer le système.

M. Rossigneux assujettit le balancier non plus à tourner, mais à *rouler* suivant une courbe d'appui déterminée par les conditions de fonctionnement, ce qui réduit naturellement les résistances passives. On a imaginé dans le même but des régénérateurs hydrauliques ou pneumatiques (Haniel et Lueg, Guary, etc.).

Calcul d'une machine d'épuisement. — Désignant par :

P_l, le *poids libre* de la maîtresse tige:

$$(P_l = P_e + P_a + P_r + P_c);$$

P_e, le poids moyen de la colonne d'eau à refouler;
P_s, le poids moyen de la colonne d'eau de la pompe aspirante et soulevante;
P', le poids des colonnes d'eau aspirées par les jeux foulants;
P', le poids qui mesure l'influence de toutes les résistances passives et des frottements de toute espèce qui se produisent pendant la levée de la maîtresse tige dans la machine motrice et dans les pompes;
M, le poids total des masses en mouvement (maîtresse tige, pistons, contrepoids, colonnes d'eau aspirées, etc.);
E, l'effort à développer pour la levée de la maîtresse tige;
$g = 9{,}8$;
V = la vitesse de la maîtresse tige, en mètres par seconde;
L = la course totale du piston à vapeur et des pompes;
l = la fraction de la course pendant laquelle se fait l'admission de vapeur;
S = la surface du piston à vapeur en centimètres carrés;
K, la pression normale de la vapeur dans le cylindre pendant l'admission pleine, en kilogrammes par centimètre carré;
K′, la contre-pression dans le condenseur, en kilogrammes par centimètre carré,

on aura les formules suivantes, qui permettent de calculer tous les éléments d'une machine d'épuisement à *traction directe* ou à *balancier à bras égaux :*

Le *poids libre de la maîtresse tige* P_l,

$$P_l = 1{,}125 P_e \text{ à } 1{,}200 P_e;$$

l'*effort* E *à développer pour la levée de la tige*,

$$E = P_l + P_s + P'_s + P'_r;$$

le *travail brut* T *à fournir par la vapeur*,

$$T = [P_l + P_s + P'_s + P'_r]\, V \text{ kilogrammètres};$$

la *force en chevaux* F à donner à la machine motrice,

$$F = 1,25 \frac{[P_l + P_s + P_s' + P_r'] V}{75},$$

formule qui permettra de calculer les dimensions à donner à la machine.

La *vitesse de la maîtresse tige* V_l, au moment où cesse l'admission de la vapeur, c'est-à-dire lorsque le piston a parcouru la course l, est donnée par la formule :

$$V_l = \sqrt{2 \frac{[S(K - K') - E] l}{M} g_e}.$$

Cette vitesse ne doit pas dépasser $1^m,50$, ce qui *limite la détente* admissible avec un *poids donné d'attirail.*

Cette formule établit la liaison qui existe entre le poids M des masses en mouvement et la détente admissible dans les machines d'épuisement.

Lorsqu'on établira une machine d'épuisement, on devra calculer la machine dans l'hypothèse qu'elle devra marcher à petite vitesse et pendant un nombre limité d'heures par jour, huit heures par exemple, et on aura, pour faire face aux accroissements ultérieurs de l'*entretien d'eau*, la possibilité d'augmenter la vitesse et la durée du fonctionnement.

Diamètre à donner aux pompes. — Le *diamètre* varie beaucoup avec les circonstances ; les plus généralement adoptés sont compris entre $0^m,10$ et 1 mètre.

On pourra calculer ce *diamètre* au moyen des formules :

$$D = 1,13 \sqrt{\frac{Q}{mV}} \text{ pour } \textit{pompe à double effet},$$

et

$$D = 1,59 \sqrt{\frac{Q}{mV}} \text{ pour } \textit{pompe à simple effet},$$

formules dans lesquelles :

D exprime le diamètre du piston ;
Q, la quantité d'eau à élever par seconde en mètres cubes ;
V, la vitesse moyenne qu'on veut donner au piston, en mètres par seconde ;
m, le *rendement* de la pompe, c'est-à-dire le rapport de l'eau réellement élevée en un temps donné au volume effectivement engendré par le piston pendant ce même temps.

On trouvera dans le tableau suivant le *volume* correspondant aux diamètres les plus usités, par *mètre courant* de course :

Diamètre du piston.	Volume engendré par mètre de course.	Diamètre du piston.	Volume engendré par mètre de course.
m.	mètres cubes.	m.	mètres cubes.
0,10	0,0078	0,60	0,2827
0,15	6,0176	0,65	0,3318
0,20	0,0314	0,70	0,3848
0,25	0,0490	0,75	0,4417
0,30	0,0706	0,80	0,5026
0,35	0,0962	0,85	0,5674
0,40	0,1256	0,90	0,6361
0,45	0,1590	0,95	0,7088
0,50	0,1963	1,00	0,7854
0,55	0,2375		

Course à donner aux pompes. — La *course du piston* est comprise entre :

$1^m,30$ et $2^m,50$ pour les tiges mues par un mouvement de manivelle ;
3 et 4 mètres pour les plus grands appareils à traction directe.

Machines d'épuisement attelées directement aux pompes.

Ces machines ont supplanté les machines à maîtresse-tige placées au jour.

Les machines attelées, sans aucun intermédiaire, aux pompes sont placées au fond des travaux souterrains.

Leur principal avantage est de pouvoir marcher à allure rapide du moment que l'on n'est plus embarrassé par le mouvement de masses mobiles considérables. Ce système supprime les relais. Son principal inconvénient réside dans les pertes résultant de la longueur des conduites de transmission de la force, inconvénient quasi supprimé par l'emploi d'électromoteurs.

Le faible rendement des transmissions de force par l'air comprimé ne permet pas de les utiliser pour des débits et des hauteurs élevés.

Pour de petits épuisements, on a recours parfois à des pompes centrifuges mues par un petit moteur à pétrole.

Les moteurs d'épuisement à commande directe peuvent être :

A action directe et sans volant;

A volant et à mouvement continu.

Pompes sans volant (Blake, Merryweather, Tangye, etc.). — Les pistons plongeurs sont montés directement sur la tige du piston à vapeur; la distribution est attaquée par le piston lui-même aux extrémités de sa course ; la machine marche nécessairement sans détente, ce qui est une condition antiéconomique, et quelques-uns de ces appareils consomment jusqu'à 30 kilogrammes de vapeur par cheval-heure; mais ils sont très simples.

L'eau traverse une sorte de condenseur, qui se vide à l'aide d'éjec-

teurs tels que ceux de Cherry, Holman, Mac-Carter, Morton, etc.

Dans la pompe Merryweather, le piston agit sur la distribution d'un petit cylindre auxiliaire dont le piston actionne à son tour le tiroir du grand cylindre.

Dans la pompe Tangye, au lieu de heurtoirs, le tiroir est manœuvré à l'aide de pistons latéraux qui le maintiennent soit à droite, soit à gauche.

La pompe Davey, à traction directe, est d'une complète docilité ; elle est munie de la distribution différentielle à cataracte, introduite par son inventeur dans les machines à maîtresse-tige à simple effet.

Les pompes *duplex* (Worthington, Tangye, etc.) ont deux moteurs accouplés, à connexion directe, placés côte à côte sur le même bâti, chacun d'eux commandant le tiroir de distribution de l'autre.

Les pompes Worthington à détente ont un rendement supérieur. La détente s'obtient à l'aide de valves établies sur les conduites d'admission (compensateur Worthington) actionnées par le moteur et commandant la distribution.

Ces pompes sont d'ordinaire à deux cylindres compound pour chacun des moteurs jumeaux.

Pompes à volant. — Elles sont actionnées par des moteurs à double effet et à mouvement continu qui marchent à allure rapide (25 à 60 coups doubles par minute). Les moteurs sont à un seul cylindre ou à deux cylindres dont les manivelles sont calées à 90° sur l'arbre du volant ; chaque piston à vapeur actionne alors un groupe de deux pompes à simple effet. Grâce au volant, on peut recourir à l'emploi de la détente et aboutir à un rendement supérieur à celui des pompes à action directe. De plus, l'emploi du système compound est indiqué en raison de la grande puissance de ces moteurs, de la continuité de leur marche et de l'adoption de condenseurs ; on a même poussé l'application de la détente multiple en créant des machines à triple expansion (puits Nothberg à Eschweiler).

Machines d'épuisement à colonne d'eau.

Dans les premières machines de ce système, munies d'une distribution particulière, la pression du liquide moteur était très limitée ; à l'heure actuelle, on utilise des pressions artificiellement obtenues par l'emploi de presses hydrauliques placées au jour et d'accumulateurs de réglage.

La *pompe Roux* est formée de deux pompes à double effet qui sont en communication avec un même réservoir d'air. Elle est assez élastique pour que son allure passe de 3 à 50 coups doubles par minute, et sa distribution ne comporte que des renvois de pression à travers des orifices démasqués au moment voulu, sans aucune connexion solide.

Dans le type plus moderne, la pression artificielle de l'eau motrice monte jusqu'à 200 et 300 atmosphères, et on réalise alors pour la canalisation hydraulique, faite en tuyaux très résistants sans soudure, un rendement de 0,90 et 0,95 avec une vitesse d'eau dans la conduite de 5 mètres par seconde.

Pompe Kaselowsky. — Les pompes de compression du jour sont à double effet à deux corps de pompe accolés en tandem. Le moteur à vapeur est du type compound et fonctionne à une pression d'admission élevée (8 à 10 atmosphères). Les moteurs hydrauliques du fond marchent à la vitesse de 15 à 20 coups doubles par minute, tandis que le moteur du jour, à vapeur, fait de 50 à 70 tours par minute.

Afin de régulariser les pressions dans la conduite et d'éviter les coups de bélier, on interpose trois appareils Prott à air comprimé : l'un à la sortie des pompes du jour et les deux autres respectivement à la sortie des cylindres moteurs et à la base de la colonne de refoulement.

Une de ces pompes fonctionne au puits Ferouillat (houillères de Montrambert); elle sort des ateliers Bietrix, Leflaive et Cie, de Saint-Etienne.

La pompe à colonne d'eau *Haniel et Lueg* repose sur le même principe que la précédente.

On a fait mouvoir des pompes centrifuges par des turbines hydrauliques alimentées par de l'eau à haute pression.

Le liquide qui en sort est refoulé par la pompe centrifuge en même temps que les eaux de mine.

Ces moteurs hydrauliques, à colonne d'eau, fonctionnent à toute profondeur au prix d'une très légère perte de charge quand la pression de l'eau motrice est élevée. La lenteur de leur mouvement, l'absence de pièces tournantes et par conséquent de paliers à graisser n'entraîne aucune surveillance ; leur rendement (rapport du travail utile en eau élevée au travail indiqué dans les cylindres de la machine à vapeur du jour) atteint 0,70 à 0,75.

Aux profondeurs de 600 mètres où, à cause de la chaleur ambiante, la condensation de la vapeur devient presque impossible, les machines à colonne d'eau ne peuvent être avantageusement concurrencées que par les pompes mues électriquement. Cependant les pompes électriques ont un fonctionnement moins économique que celles-ci. Si on a pu dans certains cas, avec des pompes à plongeurs de construction très soignée, atteindre un rendement global voisin de 0,70, on doit considérer que 0,60 est plutôt le coefficient de rendement habituel des pompes mues électriquement.

Machines d'épuisement électromotrices.

L'adoption des électromoteurs était naturellement indiquée; il s'agissait simplement d'adapter l'allure des pompes à la rotation ra-

pide des électromoteurs. Cette adaptation a été réalisée de diverses façons : par l'interposition de courroies ou d'engrenages de transmission ; par l'emploi de pompes express et finalement, avec un succès qui va sans cesse croissant, de *pompes centrifuges multicellulaires* qui s'accommodent des vitesses les plus élevées.

La transmission de force dans les puits se trouve réduite à un simple câble.

Les pompes à plongeur fournissent le meilleur rendement ; mais ce sont les pompes centrifuges multicellulaires qui ont le plus de vogue.

Nous devons spécialement mentionner les pompes centrifuges Rateau *à axe vertical* pour épuisement des puits en fonçage et qui font partie d'un attirail suspendu au câble (jeu volant par opposition aux jeux posés des relais).

7° MACHINES DE TRACTION

La traction mécanique souterraine se fait :

1° en palier ou sur faible pente :

- A) par locomotives (moteur ambulant)
  - à vapeur
    - ordinaires
    - sans foyer
  - à air comprimé
  - électriques
    - à trolley
    - à accumulateurs
  - à hydrocarbures volatils
- B) par machines fixes
  - Mode alternatif discontinu : tail-rope system (câble tête et câble queue) ;
  - Mode uniforme continu : câble traînant ou chaîne traînante ; câble flottant ou chaîne flottante.

2° en rampe ou sur forte pente :

automatiquement — plans inclinés automoteurs ; plans bisautomoteurs.

La traction aérienne se fait suivant des modes très divers qui se rattachent à un des systèmes suivants :

- Systèmes funiculaires
  - câble unique
    - exclusivement porteur
    - porteur et tracteur
  - câble porteur et câble tracteur
    - circulation discontinue
    - circulation continue
  - câble porteur et chariot automobile
- Système de voies ferrées aériennes
  - sans moteur mécanique
  - avec câble tracteur
  - avec chariot automobile

Locomotives. — Les locomotives à vapeur à foyer ordinaire ont de si nombreux inconvénients qu'on en fait peu usage pour la traction souterraine.

On a tenté (Hayange) de laver la fumée dans une bâche à eau, mais cet artifice n'élimine pas l'inconvénient des dégagements d'oxyde de carbone.

On a eu recours à divers types de locomotives *sans foyer* (machines à eau chaude, à provision de vapeur, etc.), et de préférence aux locomotives à air comprimé. Celles-ci ne peuvent fournir qu'un parcours limité à la provision de fluide moteur emmagasinée et chargée sur la machine ou dans des réservoirs auxiliaires montés sur trucs et remorqués par la locomotive à la manière d'un tender. Le système Mékarski, avec deux cylindres compound, permet de réaliser une détente à peu près complète; le détendeur de pression de cette machine règle l'admission d'air comprimé jusqu'à 15 atmosphères. Dans ces conditions, et en raison du surchauffage et de la saturation de la vapeur, l'air comprimé peut fournir un travail supérieur au travail isotherme théorique.

La détente n'étant jamais complète, il faut compter sur la consommation d'un kilogramme d'air environ par tonne kilométrique utile, et on doit calculer la capacité à donner aux réservoirs de la locomotive sur cette base pour un parcours et une charge déterminés.

Les locomotives à air comprimé sont très employées aux Etats-Unis; le tableau de la page suivante fait connaître des données instructives pour l'emploi de ce mode de traction.

Un bon type de roulage par locomotives à air comprimé devrait comprendre l'installation des compresseurs, de la conduite d'air comprimé et des locomotives. Les compresseurs fourniraient de l'air comprimé à 100 atmosphères par exemple. La conduite d'air comprimé composée en tubes d'acier sans soudure, présenterait un diamètre inférieur de 35 millimètres : au fond, cinq réservoirs à air comprimé de 500 millimètres de diamètre et 5 mètres de longueur formeraient régulateur de pression pour le chargement des locomotives. Dans les nouvelles installations, on a porté le diamètre de la conduite d'air comprimé à 75 millimètres et on a supprimé les réservoirs.

La (*fig.* 19) montre la disposition et les dimensions principales d'une bonne locomotive normale.

La quantité d'air nécessaire pour l'alimentation des cylindres est donné par un réservoir de $1^{m^2},5$. Une soupape de réduction réduit la pression de l'air au-dessous de 10 kilogrammes. Un réservoir de 100 litres reçoit l'air détendu avant son arrivée aux cylindres. Les dimensions et données principales de cette locomotive sont les suivantes :

Diamètre des cylindres : 125 millimètres ; contenance du réservoir principal : 1.664 litres.

Course des pistons : 250 millimètres; poids à vide : 5.400 kilogrammes :

Diamètre des roues : 500 millimètres ; poids en service : 5.650 kilogrammes ;

CYLINDRES		DIAMÈTRE des roues	PRESSION d'admission	ÉCARTEMENT des essieux	POIDS approximatif	DIAMÈTRE des réservoirs à air	VOLUME TOTAL des deux réservoirs	PRESSION dans les réservoirs	ENCOMBREMENT			EFFORT de traction
dia-mètre	course								hauteur	largeur	long^r	
millim.	millim.	millim.	kilogr.	mètres	kilogr.	millim.	m.cubes	kilogr.	mètres	mètres	mètres	kilogr.
125	250	550	10	1,200	4.500	650	2,000	60	1,325	1,450	3,600	600
138	250	600	10	1,200	5.000	650	2,200	60	1,375	1,450	4,000	675
150	250	600	10	1,275	6.300	700	2,700	60	1,450	1,550	4,200	800
150	300	600	10	1,350	7.900	750	3,500	60	1,500	1,650	4,500	950
175	300	600	10	1,350	8.100	750	3,500	60	1,500	1,650	4,500	1.300
200	300	600	10	1,500	10.000	800	4,300	60	1,550	1,750	4,800	1.700
200	350	650	10	1,575	10.500	800	4,600	60	1,600	1,750	5,100	1.850
225	350	650	10	1,575	12.000	850	5,000	60	1,650	1,875	5,250	2.350
250	350	700	10	1,650	15.000	900	6,500	60	1,750	1,975	5,700	2.700
275	350	700	10	1,650	16.500	950	7,500	60	1,800	2,100	6,000	3.250
300	400	750	10	1,800	20.000	1.000	8,500	60	1,900	2,200	6,150	4.100

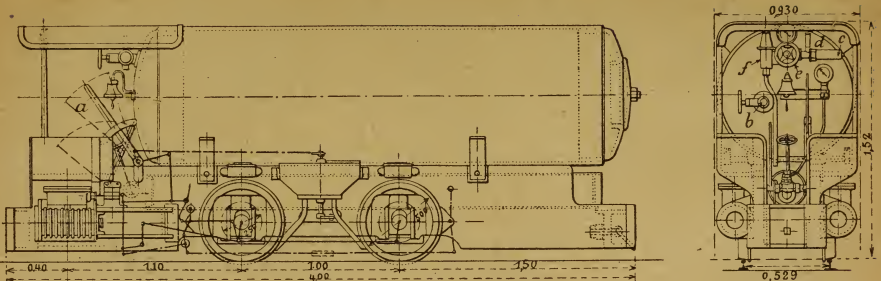


Fig. 19.

Modèle de locomotive à air comprimé.

Diamètre du cylindre	125 mm.	Contenance du réservoir principal	1.664 l.
Course du piston	250 —	Poids à vide de la locomotive	5.400 kg.
Diamètre de la roue	500 —	Poids en service	5.650 —
Pression dans le réservoir principal	50 —	Largeur de la voie	520 mm.
Pression dans le réservoir de travail	10 —		

Pression dans le réservoir principal : 50 atmosphères; largeur de voie : 520 millimètres;

Pression dans le réservoir secondaire ; 10 atmosphères.

Cette locomotive peut, avec une vitesse de 9 à 12 kilomètres à l'heure, fournir le travail suivant:

ADMISSION dans les cylindres 0/0	EFFORT de traction en kg.	PUISSANCES POUR v =			
		$2^m,5$	$2^m,77$	$3^m,05$	$3^m,33$
		A la mise en marche.			
75	780	»	»	»	»
60	547	18,4 ch.	20,4 ch.	22,5 ch.	24,5 ch.
42	390	12,2 —	14,4 —	15,8 —	17,3 —
33	312	10,5 —	11,6 —	12,7 —	14,0 —
25	235	7,8 —	8,7 —	9,6 —	10,5 —

Locomotives à hydrocarbures volatils. — Les locomotives à moteurs alimentés d'hydrocarbures volatils présentent de nombreux avantages; leur échappement laisse seulement une odeur incommodante, mais ne vicie pas sensiblement l'atmosphère puisque la quantité d'acide carbonique qu'elles produisent a été trouvée inférieure à celle que fournit la respiration d'un cheval. Elles peuvent, à la différence des machines à air comprimé, emporter une provision d'énergie suffisante pour effectuer un long parcours.

La disposition générale de ces locomotives est la suivante:

Un moteur à explosion à quatre temps est monté sur un châssis en fer forgé reposant sur les essieux au moyen de ressorts. Dans les moteurs Deutz, la transmission de mouvement se fait par engrenages et chaînes avec manchon d'accouplement par frottement, écrou et ressort. Dans certains types de locomotives il n'y a pas de chaîne de transmission, mais des engrenages avec manchon d'accouplement par frottement, écrou et ressort.

La plupart des locomotives en service ont une force de 12 chevaux. Récemment on a mis en service des locomotives de 10 chevaux. Les dimensions générales de ces locomotives sont les suivantes :

	Locomotive de 12 chevaux	Locomotive de 16 chevaux
Longueur	3m,50	3m,80
Largeur	0m,90	1m
Hauteur (sans toiture)	1m,50	1m,60
Poids	5 tonnes	6 tonnes
Vitesse maxima par seconde, 1re vitesse	1m,70	1m,70
— — 2e vitesse	1m,70 et 2m,50	1m,70 et 2m,50

Les locomotives de ce système sont munies de dispositifs de sécurité contre le grisou.

Si l'on compare les locomotives à combustion interne aux autres modes de traction mécanique, l'avantage est à la machine à combustion interne.

Cette dernière l'emporte sur les autres locomotives électriques, à air comprimé ou à eau chaude — parce qu'elle n'exige pas de station centrale ni de station de rechargement qui multiplient la main-d'œuvre ; elle est indépendante et toujours prête à être mise en marche; elle l'emporte sur les moteurs fixes à chaîne ou à câble par sa plus grande souplesse. Elle a surtout l'avantage de réduire au minimum les frais d'installation, puisque la seule dépense consiste dans l'achat de la locomotive.

On leur reproche de vicier l'atmosphère des mines; mais avec l'alcool et surtout la benzine cet inconvénient est bien minime.

Mais on fait surtout usage de la traction électrique par locomotives à trolley (avec courant continu qui permet de n'employer qu'un fil en l'air et d'effectuer le retour du courant par un des rails *continu*) ou à accumulateurs.

B. *Locomotives électriques à trolley.* — 1. Les diverses locomotives électriques à courant continu et à trolley, fournies par les divers constructeurs, ne sont pas essentiellement différentes. Elles comprennent deux moteurs reposant, d'un côté sur un palier disposé sur l'essieu, de l'autre côté sur le châssis au moyen de ressorts, les moteurs attaquant directement l'essieu. Pour la conduite du moteur, on emploie un contrôleur du type de ceux employés dans les tramways.

Pour les vitesses normales, les deux moteurs sont montés en parallèle. Par un montage en série, le nombre des tours du moteur et, par suite, la vitesse de la locomotive est réduite de moitié. Comme généralement le fil d'adduction de l'électricité est à une hauteur accessible, la tension est de 220 volts. De chaque point de la voie il est possible de transmettre des signaux à la station électrique alimentant le service de traction.

2. Les locomotives à courant électriqde monophasé prennent le courant sur une phase d'un courant triphasé de 1.000 à 5.000 volts, établi dans la galerie servant à la traction. Entre l'aller et le retour de

ce courant sont placés, à des distances de 400 à 500 mètres, des transformateurs dont les pôles secondaires sont reliés, d'un côté à la canalisation aérienne, d'un autre côté aux rails. Dans ces transformations, le courant à haute tension est transformé en courant à 250 volts. La locomotive à courant monophasé ne se différencie de la locomotive à courant continu que par l'agencement électrique.

C. *Locomotives à accumulateurs électriques.* — Les locomotives à accumulateurs électriques sont pourvues d'accumulateurs transportables; elles ne se distinguent pas des locomotives à trolley au point de vue de la disposition des moteurs et de la transmission de l'effort sur les essieux ; chaque locomotive dispose d'au moins deux batteries : une batterie en service, l'autre en chargement. Les dimensions de plusieurs de ces locomotives en service sont les suivantes :

FORCE en chevaux	CAPACITÉ DE LA BATTERIE	DIMENSIONS DE LA LOCOMOTIVE avec sa batterie en m/m		
		Longueur	Largeur	Hauteur
8	80 éléments.............. 30 ampères-heures........	2.740	930	1.500
16	81 éléments.............. 74 ampères-heures........	3.990	950	1.500
20	90 éléments.............. 74 ampères-heures........	3.990	1.060	1.500

Le chargement des batteries a lieu sur une table de chargement disposée dans les galeries ou dans une chambre spéciale voisine de la source du courant.

III. — L'OUTILLAGE

OUTILS POUR L'ABATAGE

Les divers modes d'abatage sont :
L'abatage à la pioche (seule ou avec coin) ;
— au pic (seul ou avec coin);
— à la pointerolle ;
— par le feu ;
— par l'eau ;
— par les explosifs ;
— mécanique.

Abatage à la pioche. — Il est employé pour les terrains ébouleux de dureté n° 5. Les outils sont : la *pioche*, les *coins en bois* et la *pelle.*

Cette méthode est surtout employée à ciel ouvert. On divise la hauteur à enlever en plusieurs gradins de 2 mètres au plus. On fait, à la base de chaque gradin, un sous-havage d'une profondeur de $0^m,40$ à $0^m,50$. A la partie supérieure du gradin, on enfonce des coins à intervalles de 1 ou 2 mètres.

Abatage au pic. — Il est employé pour roches tendres n° 4. Les outils sont : le *pic* en fer à pointe aciérée ou en acier ; les pointes sont d'autant plus obtuses que les roches sont plus dures. Certains pics ont les pointes mobiles. La *rivelaine* sert à pénétrer entre deux couches de charbon pour creuser des rainures profondes. Valeur des pics :

En acier...............	$1^f,50$ le kilogramme
En fer forgé..........	0 ,60 —

Les *coins* en fer : pour les roches plus dures que la houille ordinaire, les simples coins ne suffisent pas. On emploie alors des coins multiples qui se composent de deux coins renversés, ou *aiguilles*, plus larges en bas qu'en haut, entre lesquels on enfonce un troisième coin direct très effilé et en acier. Les coins doivent être disposés pour agir plus sur le fond du trou qu'à l'entrée. Pour cela, l'angle du coin direct doit être plus aigu que l'angle des deux aiguilles entre lesquelles il est compris.

Un appareil plus récent, employé dans les mines du bassin de Liège, est le *brise-roche*. C'est un coin terminé par une longue tige portant un poids de 45 kilogrammes environ, qu'on peut faire glisser le long

de la tige pour le faire buter. Cet appareil est surtout employé pour les trous horizontaux.

L'abatage au pic est surtout employé pour les charbons où on doit obtenir des morceaux aussi gros que possible. Dans une galerie, on fait un sous-havage, à la base, de 0m,80 à 1m,50 de profondeur et ayant 0m,30 de hauteur, au plus, à l'entrée. On soutient le front de taille par des butoirs. On pratique ensuite des rouillures sur les côtés du front, et on enfonce des coins au ciel de la galerie.

Quand la hauteur du chantier est trop considérable, on la fractionne en gradins. On emploie soit les gradins droits, soit les gradins renversés.

Abatage à la pointerolle. — Les outils employés sont : *pointerolle, massettes.*

Abatage par le feu. — Les anciens ne disposaient guère que de ce moyen ponr attaquer les roches dures quartzeuses. Il consiste à chauffer avec un feu de bois aussi fortement que possible le front de taille, puis à y projeter de l'eau froide. La contraction subite provoque l'émiettement du quartz (quartz « étonné ») qu'on peut alors recueillir au pic et à la pelle. Cette méthode est encore employée par les noirs de l'Afrique occidentale pour l'exploitation des têtes de filons aurifères.

Abatage par l'eau. — 1° *Utilisation de sa force vive.* — C'est la base de la méthode américaine dite « hydraulic system » dans laquelle l'eau amenée, souvent à très grands frais, sous des pressions de 100 mètres et plus au pied de collines et anciennes alluvions aurifères, y est projetée avec force au moyen d'ajutages coniques (monitors), provoquant ainsi la démolition de ces dépôts dont l'or est séparé, grâce à sa densité élevée, au moyen de dispositifs très simples.

2° Dans certains cas l'eau est employée, souterrainement, par dissolution. Ce procédé est surtout employé par l'exploitation des lentilles de sel ou d'argiles salées du trias. On pompe constamment l'eau saturée à la base du vide créé par la dissolution, l'eau douce introduite en retour rongeant constamment la voûte de ces sortes d'entonnoirs qui finissent par amener de grands effondrements superficiels. Les saumures extraites sont concentrées et cristallisées.

On a imaginé un procédé pour abattre le charbon par l'eau sous pression; parallèlement au front de taille, dans des trous de mine de 1m,50 à 3 mètres de profondeur, on injecte de l'eau sous pression de 20 à 40 kilogrammes; dans les veines de structure très compactes, le procédé est inefficace; au contraire, dans les veines de houille grasse, l'eau sous pression imprègne les pores en produisant un crevassement perceptible à l'oreille avec parfois des ruptures et des décollements bruyants de la houille, en un temps très variable, allant de dix minutes à six heures.

Le résultat est que la houille extraite sans tirage de coups de mine

et imprégnée d'eau ne donne aucune poussière dans le déblaiement, le chargement et le transport.

L'emploi de l'imprégnation est impossible lorsque les roches encaissantes sont disloquées et absorbantes.

Les promoteurs de ce système d'abatage hydraulique du charbon *exagèrent* sans doute les résultats à espérer, mais il n'en est pas moins vrai qu'il y a là une idée d'un grand intérêt, car partout où l'abatage par injection d'eau est pratiquable, on peut considérer le danger des poussières comme écarté.

Abatage par les explosifs. — Ce procédé est une application à l'abatage de ce que nous avons dit au sujet du percement des galeries au rocher.

Haveuses mécaniques. — *Haveuses à pic.* — Ces haveuses à l'air comprimé ont un fonctionnement plus ou moins analogue à celui d'une perforatrice.

Un corps de cylindre contient un piston auquel l'air comprimé donne un mouvement alternatif. Ce piston se termine par un porte-outil dans lequel est serré un pic à deux pointes disposé parallèlement à la face libre du charbon. Les répétitions du choc et le déplacement latéral de la machine, par un ouvrier, produisent une cavité de $1^{m},50$ à $1^{m},80$ de profondeur d'un bout de la chambre à l'autre. Les morceaux sont ainsi détachés comme par un coin.

L'air comprimé est coupé brusquement après le lancement du piston, qui agit comme projectile. Chaque machine donne 90 tonnes de charbon par jour ; elle coupe, suivant les conditions du travail, de 15 à 30 mètres en huit heures de travail. La machine est montée sur une plate-forme mobile inclinée vers le front de taille pour diminuer le recul.

Pour diminuer le recul général de la machine montée sur deux roues, l'ouvrier qui la guide met son pied muni d'un sabot en forme de coin sous l'une des roues.

Il existe trois types principaux de haveuses à pic mues par l'air comprimé :

La *Harrison*, où la distribution s'opère par un tiroir à mouvement alternatif réglé par un petit moteur indépendant. Les deux fonds du cylindre sont munis de tampons solides en caoutchouc et en cuir pour les protéger quand le pic manque le charbon.

Ces tampons sont soumis de l'autre côté à toute la pression d'air comprimé, et la pression, qui est normalement de $5^{kg},27$ par centimètre carré, monte de ce côté à $17^{kg},58$, quand le pic manque le charbon. Elles donnent 190 à 210 coups par minute. Il y en a six modèles, coupant de 1 mètre à $1^{m},70$ et pesant 260 à 370 kilogrammes.

La *Sergeant :* La distribution s'opère au moyen d'une valve-tiroir mue elle-même par une valve auxiliaire plus petite. Cette dernière est mise en mouvement par un ergot que porte le piston. Les fonds sont

ici protégés comme dans la précédente. La pression d'air est de $3^{kg},25$ par centimètre carré. Elle fait 200 à 300 coups par minute. Il y en a deux modèles, de $0^{m},127$ et $0^{m},152$ de diamètre du piston, coupant $1^{m},50$. Leur poids est respectivement de 226 et 317 kilogrammes.

La *Sullivan :* La distribution se fait ici aussi par une valve. La fermeture de l'admission est variable suivant la force du coup désirée; on l'ajuste au moyen d'un index qui la fait varier de 1/6 à 1/2. La machine ne possède pas de tampons de sûreté, l'air seul sert de coussin de choc au moyen d'une soupape de sûreté qui laisse s'échapper l'air quand le pic manque le charbon. La pression nécessaire peut varier dans des limites étendues.

Haveuse « Little Hardy ». — Cette haveuse est une des plus légères qui soient sur le marché. Avec une pression de $4^{kg},500$, elle découpe, par heure, 2 à $2^{mc},25$. Nombre de coups par minute, de 450 à 650.

Haveuses à outil rotatif rigide. — La haveuse *à plateau Jeffrey* est réservée au travail des longues tailles. Elle est électrique et roule sur un seul rail. Une roue à plateau, portant sur son pourtour des griffes, tourne horizontalement près de la sole pendant qu'un tambour enroule peu à peu un câble fixé au bout du chantier et tire la machine latéralement. Elle découpe une hauteur de $0^{m},12$ et une profondeur de $0^{m},90$, $1^{m},20$, $1^{m},50$ ou $1^{m},80$, suivant les modèles.

L'avancement se règle au moyen d'engrenage à la vitesse de $0^{m},63$, $0^{m},40$, $0^{m},20$ par minute suivant la dureté du charbon.

Cette machine pèse 1.900 kilogrammes; sa longueur est de $2^{m},50$. Le moteur est de 20 chevaux.

Haveuses à chaînes. — C'est une chaîne à maillons articulés portant des griffes qui coupe un passage dans le charbon.

Elle tourne avec une vitesse de $1^{m},25$ à $1^{m},35$ par seconde autour des galets. Elle est mue par un moteur électrique à courant direct ou par l'air comprimé.

Haveuses à chaîne avançante. — Ces haveuses sont à *chaînes avançantes* qui sont montées à plat sur des longrines sur lesquelles glisse un cadre en forme de trapèze portant la chaîne.

Le côté parallèle le plus large est en avant. Le cadre porte en arrière un moteur qui fait tourner la chaîne et avancer l'ensemble sur les longrines.

Comme type caractéristique de cette catégorie, nous pouvons citer:

La *Jeffrey :* poids, 1.360 kilogrammes. Le moteur est à 17 chevaux, généralement à 220 volts. Elle dépense pour une coupe : 9 kilowatts. La coupe commence à $0^{m},08$ et se termine à 0 en descendant vers la sole.

Il existe deux modèles : un électrique et un à air comprimé.

La *Link-Belt* a sa chaîne plus bas, à plat, sur la sole, ce qui évite toute perte du charbon.

La *Morgan-Gardner* est d'une construction plus légère. Son poids est

de 1.100 kilogrammes. Elle possède une série triple d'engrenage pour trois vitesses différentes suivant la dureté du charbon.

Haveuses à chaîne ripante. — Comme type nous décrirons :

La *Sullivan*, qui est montée sur un cadre-glissière. La machine porte à l'arrière une chaîne-guide qui passe dans le moteur et qu'on attache à un piquet d'amarrage. A l'avant, on fixe cette chaîne à un crochet sur le côté du cadre. Quand la machine est en marche, la chaîne à griffes tourne et coupe le charbon et, en même temps, le moteur, en se halant sur la chaîne-guide, tire l'ensemble en avant, dans le cadre servant de glissière. Elle fonctionne comme haveuse avançante.

Dans une journée de huit heures, elle découpe un front de 50 à 60 mètres sur une profondeur de 1m,50. Son poids est de 860 kilogrammes. Le moteur électrique est de 30 chevaux. Elle peut aussi marcher à l'air comprimé.

OUTILS POUR LA PERFORATION DES TROUS DE MINES

Les perforatrices à air comprimé sont de beaucoup les plus employées ; cependant, dans les terrains qui se prêtent à la perforation au moyen d'appareils manœuvrés à la main, les appareils « Atchett » et « Eliott » donnent d'excellents résultats dans certaines houillères du Nord de la France.

En fait de perforatrice à air comprimé ou à vapeur, les types les plus répandus sont : pour la France, l'Eclipse ; en Angleterre, la Hardy ; en Amérique, la Ingersoll Sergeant, etc.

Marteaux perforateurs. — Dans ce système, le fleuret, au lieu d'être fixé à la tige du piston et de faire corps avec lui, se trouve complètement séparé de lui, comme le serait un fleuret tenu à la main par l'ouvrier, sur lequel il viendrait frapper à la massette. C'est ce mouvement qu'on a cherché à reproduire avec le marteau perforateur (*fig.* 20). Le fleuret *f* s'emmanche bien dans l'outil, mais il est immobile dans le trou. C'est sur sa tête que vient frapper avec la masse, situé à l'intérieur, comme le fait un marteau riveur. L'appareil est auto-distributeur, comme le fait comprendre le schéma ci-contre.

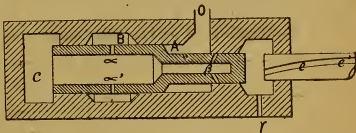


Fig. 20. — Schéma d'un marteau perforateur.

L'air comprimé arrive en O, repousse la masse centrale à gauche, mais quand l'épaulement A débouche dans la chambre B, la pression passe par les conduits $\alpha\alpha'$, pénètre en C et lance violemment la masse frapper le fleuret. A ce moment les évents β provoquent la détente, l'air comprimé nettoie le trou en passant par les cannelures *ee* et par γ, et tout revient en état pour un nouveau cycle.

Ces appareils battent de 1.200 à 1.500 coups par minute. Il faut produire le mouvement de rotation du fleuret pour assurer la régularité du trou, par des dispositifs analogues à celui de la perforatrice Burton, ce qui en augmente un peu le poids. Voici les chiffres les plus réduits.

DIAMÈTRE DU TROU en millimètres	POIDS DE L'APPAREIL COMPLET
	kilogrammes
45	8
50	11,20
57	13
60	15
70	28

On fait aussi des marteaux à rotation sur le modèle des perforatrices Eliott.

Ces marteaux donnent de bons résultats dans les travaux au rocher. Ils consomment moins, toutes choses égales d'ailleurs, que les grosses perforatrices lourdes.

La Compagnie des mines de Drocourt vient de mettre en usage un *marteau-perforateur* et un *marteau-piqueur* qui ont été étudiés par MM. Descours et Labitte, et dont il existe trois modèles : le type léger (12 kilogrammes), le type courant (14 kilogrammes) et le type lourd (17 kilogrammes). Ces deux derniers types ne diffèrent que par les porte-fleurets.

Les caractéristiques de ces marteaux sont les suivantes :

	TYPE		
	12 kg.	14 kg.	17 kg.
Diamètre du piston	60 mm.	60	60
Poids du piston	$1^{kg},55$	$2^{kg},30$	$2^{kg},30$
Course du piston	62 mm.	65	65
Consommation d'air par minute	205 l.	190 l.	200 l.

La distribution (*fig.* 21) est caractérisée par un distributeur cylindrique évidé latéralement, qui se déplace en fin de course sous l'action de la pression de l'air comprimé et de la compression de l'air restant en fin de course dans le cylindre.

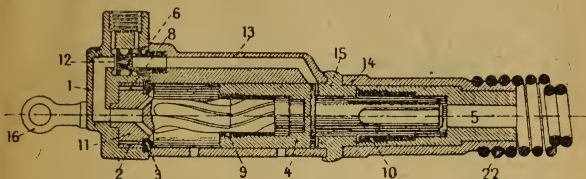


FIG. 21. — Marteau perforateur de 14 kilogrammes. (Mines de Drocourt.)

1. Tête.
2. Roue à rochets.
3. Bague arrière.
4. Piston.
5. Emmanchement.
6. Siège de distributeur.
8. Cliquets.
9. Ecrou de distributeur.
10. Ecrou.
11. Hélice de rotation.
12. Distributeur.
13. Cylindre.
14. Douille.
15. Bague avant.
16. Poignée.
22. Ressort tire-fleuret.

Ce type de marteau convient aussi bien pour terrain tendre que pour terrain dur, par le simple remplacement du distributeur et de l'hélice de rotation.

Le marteau de 12 kilogrammes a donné des résultats supérieurs aux deux autres types, mais il est sujet à une usure plus rapide, par suite de la faible portée du piston.

Les marteaux piqueurs (*fig.* 22) sont construits en trois modèles : le type 320, le type 300 et le type 260 ; ils ne diffèrent que par leur longueur.

	TYPE		
	320 kg.	300 kg.	260 kg.
Poids du marteau	8 kg.	7,5	6
Diamètre du piston	32 mm.	32	32
Course du piston	127 mm.	107	87
Poids du piston	0kg,71	0,71	0,50
Consommation d'air par minute	105 l.	105 l.	70 l.

La distribution est construite sur le même principe que celle des marteaux perforateurs. A noter toutefois, comme différence avec ces derniers, que :

1° L'arrivée de l'air à l'avant du piston est étagée;

Fig. 22. — Marteau piqueur type 300. (Mines de Drocourt.)

1. Poignée.
2. Raccord.
3. Gâchette.
4. Piton.
5. Cale.
6. Axe.
7. Cylindre.
8. Couvercle supérieur.
9. Boîte de distribution.
10. Couvercle infr.
11. Bague.
12. Soupape.
13. Pousseu.
14. Distributeur.
15. Ressort.
16. Ressort.
17. Piston.
18. Ressort.
42. Raccord.

2° Les orifices remplissant le même rôle sont tous multiples et d'un diamètre au moins égal à 3 millimètres, ce qui fait qu'il n'y a aucun danger d'arrêt de l'appareil;

3° Il y a échappement de la compression.

Fig. 23. — Coupe longitudinale du marteau pneumatique employé aux travaux du canal de Panama.

L'outil employé pour la perforation des roches dures du canal de Panama est remarquablement simple ; il ne comporte en effet que

onze pièces. Il est à simple effet, le mouvement de retour de l'outil étant commandé par un ressort. L'air comprimé arrive en *a* ; la soupape d'admission est commandée par la gâchette logée à l'intérieur de la poignée. L'air comprimé pousse le piston *p* en comprimant le ressort *r*, jusqu'à ce que l'orifice d'échappement *o* soit découvert. L'air s'échappe, et le ressort *r* produit le mouvement de retour du piston.

La course du piston est 5 centimètres ; la longueur du marteau est 32 centimètres ; son poids $2^{kg},500$. Le piston frappe 3.500 coups par minute, lorsque l'outil reçoit de l'air à la pression de $5^{kg},600$ à 7 kilogrammes.

La consommation d'air comprimé, qui doit être importante, n'est pas indiquée.

Etude comparative du travail à la main et du travail au marteau perforateur. — Les marteaux perforateurs produisant des avancements bien plus considérables que la massette, il est intéressant de comparer le prix de revient d'une galerie au rocher creusée à la masse et au marteau perforateur. Une étude de ce genre a été faite par M. Auguste Brocard, ingénieur aux houillères de la Chazotte, qui en a résumé les éléments dans les tableaux ci-après :

L'examen comparatif de A et B indique que le prix du mètre des galeries creusées au marteau est de $\frac{46,6}{100}$ du prix de creusement à la main, faisant ressortir une économie de 53,4 0/0.

L'économie réalisée par mètre cube de rocher abattu est encore plus considérable et s'élève à 68,8 0/0. Le prix de la main-d'œuvre par mètre courant baisse de 162 fr. 27 à 29 fr. 02, et le prix par mètre cube de 32 fr. 45 à 3 fr. 87. Enfin le nombre de coups par mineur, la profondeur des coups forés, le cube abattu indiquent que l'ouvrier muni d'un marteau peut remplacer 6 à 8 ouvriers à la main.

Naturellement, la fatigue de l'ouvrier varie surtout avec la direction des trous.

Pour atténuer un peu cette fatigue, on a proposé divers systèmes :

L'avancement pneumatipue, entre autres, consiste à fixer le marteau dans le prolongement d'un tube-télescope qui s'allonge par la simple pression de l'air comprimé. Mais le marteau étant constamment appuyé au fond du trou, l'ouvrier ne peut draguer et les nombreux coincements des fleurets rendent ce procédé impratique.

On a préconisé l'emploi des supports à longueur variable par le moyen d'une vis ou simplement d'une corde passée sur une traverse ronde, coincée horizontalement entre les parois de la galerie et attachée d'une part au marteau et d'autre part à un contrepoids équilibrant l'outil.

Les poussières gênent beaucoup l'ouvrier, aussi a-t-on essayé de nombreux appareils capteurs de poussières.

Leur principe consiste à emmagasiner à l'orifice du trou les ma-

	A. — TRAVAIL A LA MAIN					B. — TRAVAIL AU MARTEAU				
	Ensemble	Par m. courant de galerie	Par mètre cube	Par 24 h.	Par journée de mineur	Ensemble	Par m. courant de galerie	Par m. cube	Par 24 h.	Par journée de mineur
Avancements	39m,10	—	—	0,587	0,032	79,60	—	—	0,723	0,241
Section de la galerie	5m2	—	—	—	—	7,50	—	—	—	—
Cube total abattu	195m3,5	—	—	2,935	0,162	597	—	—	5,420	1,809
Dynamite Gomme employée — Poids total	343k,90	8,796	1,750	5,130	0,295	605	[illegible]	1,0[illegible]	5,500	1,833
Dynamite Gomme employée — Prix	1.203f,72 (b)	30,78(c)	6,15	—	—	2.450,25(c)	30,78	4,10	—	—
Main-d'œuvre — Journées de mineurs	1.220	31,20	6,24	—	—	330	4,14	0,55	—	—
Main-d'œuvre — Montant	6.345f	162,27	32,45	—	—	2.310	29,02	3,87	—	—
Main-d'œuvre — Journées de manœuvres	177	4,54	0,90	—	—	440	5,52	0,73	—	—
Main-d'œuvre — Montant	621f,70	15,90	3,18	—	—	1.980	24,87	3,31	—	—
Nombre de coups forés	1.512	38,6	7,73	22,5	1,25	[illegible]	52,3	6,97	37,84	12,61
Profondeur totale des coups	1.360m,80	34,8	6,96	20,2	1,115	3.122,25	39,22	5,23	28,38	9,46
Dépense en détonateurs	385f,56 (d)	9,80	1,96	—	—	624,45(e)	7,84	1,04	—	—
Outillage, fournitures, entretien	263f,90	6,75	1,35	3,93	—	782 (g)	9,82	1,30	5,45	—
Amortissement des marteaux	—	—	—	—	—	150 (h)	1,89	0,25	1,36	—
Consommation d'air comprimé	—	—	—	—	—	65	0,81	0,10	0,59	—
Total des dépenses		225,50	45,09				105,03	13,97		

Observations. — *a*) marteau François nº 2. — *b*) 3 fr. 50 le kilogramme de dynamite. — *c*) 4 fr. 05 le kilogramme de dynamite. — *d*) prix des détonateurs : 255 francs 0/00. — *e*) prix des détonateurs : 150 francs 0/00 — *g*) taillage des dents tous les 2 mètres de trous forés, réfection des emmanchages, 3 0/0, fourniture d'un fleuret par 150 coups. — *h*) amortissement du marteau en un an.

	C. — TR. AU MARTEAU A VALVE			D. — MARTEAU SANS VALVE		
	Ensemble	Par m. courant	Par m. c. de rocher	Ensemble	Par m. courant	Par m. c. de rocher
Avancements	$15^m,60$	—	—	30	—	—
Section de la galerie	$7^{m2},0$	—	—	4	—	—
Cube total abattu	$109^{m3},2$	—	—	120	—	—
Dynamite Gomme employée — Poids total	$81^k,750$ de grisoutine	5,240	0,748	134,40	4,480	1,120
Dynamite Gomme employée — Prix	$310^f,65$	19,910	2,84	497,28	16,57	4,14
Main-d'œuvre — Journées de mineurs	95	6,09	0,87	96	3,2	0,80
Main-d'œuvre — Montant	665 f.	42,63	6,09	540	18	4,50
Main-d'œuvre — Journées de manœuvres	103	6,60	0,94	96	3,2	0,80
Main-d'œuvre — Montant	412 f.	26,40	3,77	360	12	3
Nombre de coups forés	641	41,09	5,87	970	32,3	8,07
Profondeur totale des coups	448^m	28,71	4,10	670	25,60	6,40
Dépense en détonateurs	$96^f,15$	6,16	0,88	145	4,83	1,20
Outillage, fournitures, entretien	$164^f,58$	10,55	1,50	175	5,83	1,46
Amortissement des marteaux	$42^f,50$	2,72	0,38	60	2	0,50
Consommation d'air comprimé	14 f.	0,99	0,12	22	0,73	0,18
Total des dépenses		109,26	15,58		59,96	14,98

tières pulvérulentes. On affuble les mineurs de petits masques respiratoires nasaux et buccaux : deux toiles minces d'aluminium perforées à 2 millimètres maintenant entre elles une plaque filtrante de ouate; un rondin de caoutchouc souple est cousu en bordure et assure l'application exacte autour du nez et de la bouche; l'ensemble est maintenu en place par des cordons attachés derrière la tête. L'appareil nasal est muni d'un petit clapet pour l'échappement de l'air pendant l'expiration. Il faut simplement remplacer la ouate quand elle est trop chargée de poussières.

Le marteau Bornet est avantageux sous ce rapport des poussières, car il porte à l'extrémité du cylindre une boîte à eau munie de deux cuirs emboutis dans lesquels s'introduit l'emmanchage rond du fleuret. Le sommet de l'emmanchage est fermé, et un trou oblique est foré de la périphérie au trou central pour assurer l'injection d'eau.

L'emploi des fleurets pleins hélicoïdaux supprime en partie les poussières, mais on ne peut les utiliser que pour les coups montants.

Travail des perforatrices. — Dans les terrains tendres, il n'y a aucun intérêt à employer la perforation mécanique. Un trou de mine fait à la main dans du marbre revient à 0 fr. 66; le même trou dans les grès houillers durs revient à 6 francs.

Au point de vue de la consommation d'explosifs, l'infériorité du travail à la perforatrice sur le travail à la main se fait nettement sentir. Cela tient à ce que, dans le travail à la massette, l'ouvrier peut choisir judicieusement la direction et la profondeur de ses trous, utiliser les « joints » et les « fils » que son œil exercé reconnaît dans le front de taille. Avec les outils mécaniques, on ne peut pas avoir la même souplesse.

Travail à la main.	Perforation mécanique.
Divers	Divers
25 0/0 explosifs.	Entretien
	Air comprimé
60 0/0 main-d'œuvre	Explosifs
	25 0/0 main-d'œuvre.

Comparaison des prix de revient.

Le schéma en marge, dans lequel figurent, dans leurs proportions respectives, les divers éléments du prix de revient comparé des deux systèmes, montre qu'en définitive l'économie proprement dite que procure l'emploi des perforatrices est nulle.

Par contre la rapidité d'exécution est à peu près quadruplée et c'est

là un très grand avantage qui a assuré le rapide développement de ce genre d'appareils.

L'emploi des marteaux, rendant à l'ouvrier plus de souplesse dans le choix des trous, amènera sans doute une diminution notable dans

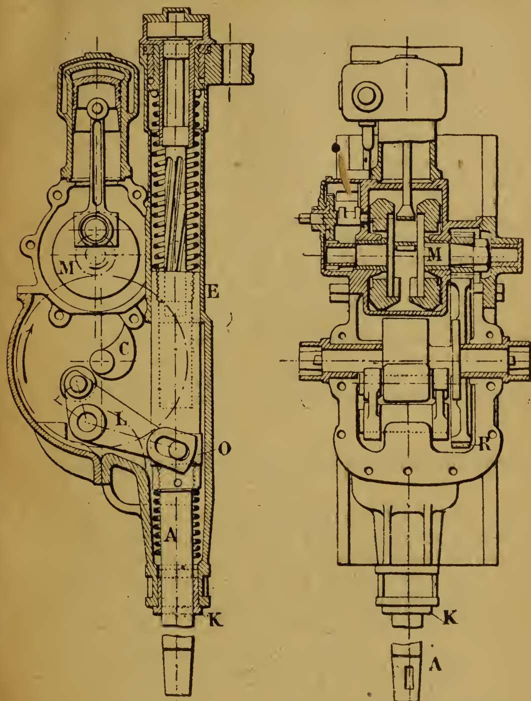


Fig. 24. — Coupe et élévation de la perforatrice à pétrole, système Warsop.

les frais d'explosifs. Pour donner une idée de l'augmentation du nombre des perforatrices en œuvre, il faut dire qu'en 1909, le nombre moyen en était, dans les mines productrices, de 2.250, tandis qu'il était de 3.249 en 1910 et de 4.118 en 1911.

Perforatrices électriques. — Les perforatrices électriques ont fait depuis plus de dix ans, sans grand succès, leur apparition dans la pratique. Les perforatrices électriques *par percussion* ont fait dans ces derniers temps de très grands progrès et paraissent constituer la solution du problème.

Les perforatrices électriques *par rotation* ont un fleuret hélicoïdal; elles se trouvent montées sur une double barre serrée au toit et au mur.

Il y a deux modèles construits par la « Jeffrey Manufacturing C° », un de 70 kilogrammes et un de 80 kilogrammes. Le premier est à courant direct à 110, 220 ou 500 volts. Le moteur fait 300 tours par minute; le rapport du moteur à l'outil est de 9 à 1. La puissance nécessaire est 1/2 cheval. On fore $1^m,80$ par minute dans le charbon d'une dureté moyenne en dépensant 1 kilowatt.

L'économie est très faible eu égard à la délicatesse et au prix élevé de la machine.

Perforatrice à pétrole. — Son mode de commande est le suivant : le moteur à pétrole est muni d'un arbre M, portant un pignon qui engrène avec une roue R. Une came C, solidaire de la roue R, agit sur le levier L, qui, par son extrémité, attaque le collier O. Ce dernier entraîne l'arbre A de la mèche, sur lequel il peut tourner. Un ressort contenu dans l'enveloppe E produit la percussion.

Quant à la rotation de l'arbre, elle est obtenue par un cliquet qu'on commande à la main.

Les avantages qui résultent de l'emploi du moteur à explosion sont l'indépendance et la facilité de mise en marche immédiate.

APPAREILS ASSURANT LE SERVICE D'EXTRACTION

Afin de prévenir les divers accidents pouvant survenir dans l'attirail complet constituant un appareil d'extraction, nous aurons à examiner :

1° Les moyens employés pour être toujours maître de la machine et pouvoir, à tout instant, en régler la vitesse ou l'arrêter (valve d'admission, levier de changement de marche, servo-moteur, freins);

2° Les moyens dont le but est de maintenir l'enroulement régulier des câbles;

3° Ceux qui ont pour objet de prévenir les ruptures des câbles;

4° Ceux qui sont établis pour empêcher la montée des cages aux molettes (évite-molettes);

5° Les moyens d'empêcher la chute de la cage en cas de rupture du câble (parachutes);

6° Les divers modes de communication entre le machiniste et les receveurs (timbres, téléphones, indicateurs automatiques de circulation des cages dans les puits, etc.).

L'extraction dans les puits verticaux se fait aujourd'hui dans toutes les mines de quelque importance au moyen de *cages guidées* dans lesquelles on introduit les wagonnets chargés.

Cages. — Quelques-unes ne reçoivent qu'un wagonnet, mais le plus souvent on embarque plusieurs véhicules et on fait des cages à plusieurs étages, ou à deux voies sur un même étage, ou à deux longueurs de wagonnets sur la même voie, suivant les dimensions des puits.

Elles sont surmontées d'un toit protecteur et garnies sur leurs faces latérales de tôles ou de grillages en vue d'assurer la sécurité des hommes ; elles sont munies de divers dispositifs destinés à empêcher le déplacement des wagonnets et des portes.

Pour assurer le guidage des cages, on les munit de *mains de fer.*

Le câble s'attache ordinairement à un étrier ou à un bout de chaîne, et celui-ci se ramifie, à son tour, en quatre brins crochetés aux angles de la cage.

On interpose dans l'attelage un ressort très fort ayant pour but d'amortir les à-coups et habituellement on intercale un *parachute ;* dans ce cas, on laisse les quatre chaînes d'angle comme engin de sécurité supplémentaire.

On a aussi introduit dans l'attelage un *tendeur à vis* qui permet de compenser les petits allongements que prend, à la longue, un câble en service.

L'*attache du câble* doit être faite avec le plus grand soin : pour un câble plat, on replie le bout sur 1 mètre de longueur après l'avoir passé dans la *boucle* en fer ou acier de première qualité. On augmente son diamètre à l'aide de croupières de fer, de disques de bois, etc., afin de ménager la souplesse du câble.

Quelquefois même on détord ce dernier, en vue d'augmenter sa flexibilité dans ce repliement, et on enferme alors les deux brins entre deux plaques de métal pressées par des boulons.

Les *guidages* sont : en bois, en fer ou en câbles. Les guidages en bois sont encombrants, mais résistent bien aux eaux des mines et n'exigent pas de graissage. Les guidages métalliques se déforment sous l'effort des terrains mouvants, se faussent et exigent un graissage fréquent et se prêtent peu à l'emploi des parachutes.

Les guides en câbles ne se prêtent qu'à de faibles vitesses par suite des oscillations faciles, mais gardent invariablement la verticalité en terrain déjeté; ils risquent de se rompre.

Parachutes. — Leur application rencontre bien des oppositions, car ils ont vraiment des inconvénients nombreux : ils augmentent le poids mort, fonctionnent quelquefois hors de propos sous de simples oscillations du câble, ce qui entrave le service et détériore souvent le guidage. On leur reproche surtout d'endormir la vigilance des agents préposés à la visite et à l'entretien des câbles ; ils fonctionnent mieux à la montée qu'à la descente.

Les parachutes sont de quatre genres : *à verrous*, *à arc-boutement*, *à frictions* et *à câble*.

Les parachutes à verrous et à arc-boutement produisent un arrêt très rapide et même brutal avec les verrous. Pour détruire la force vive, il est préférable de rendre graduelle, comme dans les freins, l'action de serrage contre les guides (parachutes à friction), et ce serrage s'obtient tantôt par des coins qui s'insèrent entre le guidage et des pièces inclinées fixées à la cage, tantôt par des secteurs circulaires, striés sur leur surface de contact.

L'attention des exploitants est attirée sur les parachutes par la nouvelle réglementation des mines.

Le problème ne se pose que pour les cordées au personnel dont les vitesses sont limitées à 10 mètres par seconde.

M. Crussard distingue dans le fonctionnement d'un parachute les trois périodes suivantes : 1° période de mise en prise, pendant laquelle les organes de prise arrivent au contact du guidage ; 2° période de mise en serrage, très courte, pendant laquelle s'effectue la pénétration complète des griffes dans le guidage ; 3° période d'arrêt.

I. *Action du parachute après la mise de prise.* — La vitesse V, en fin de mise en prise, dépasse la vitesse de cordée, à cause de l'accélération qui se produit après la rupture pendant la période de mise en prise. Il est prudent de tabler sur une vitesse V de 13 mètres. L'analyse du phénomène de ralentissement produit sous l'action d'un effort retardateur E montre que si cet effort retardateur atteint le double ou le triple de la charge Q portée par le câble à l'attache, ce qui est réalisé dans tous les parachutes, il se produit un ralentissement sensiblement uniforme d'accélération négative $-j$ donnée par la formule

$$j = g\left(\frac{E}{Q} - 1\right),$$

le parcours d'arrêt peut se calculer par

$$h = 1,15\ \frac{V^2}{2g}\ \frac{Q}{E - Q}.$$

Il faut se préoccuper du dépôt du câble qui s'effectue sur le toit de la cage après l'arrêt et, comme le poids de ce câble dépasse quelquefois le double de celui de la cage, il est prudent que l'effort E, réalisé par le serrage, atteigne trois à quatre fois Q.

II. *Le mode d'action après la mise en prise.* — On peut distinguer :

1° La prise faciale qui a l'inconvénient de faire travailler le guidage à la flexion, et d'augmenter l'écart des guides ;

2° La prise bilatérale par un seul organe (parachutes Nyst, Hypersiel) ;

3° La prise bilatérale par double organe (parachutes Guibal,

Micha, Baure, Malissard-Taza, Kania-Kuntze, Fourdrinier, Delsaux, etc...).

Il faut éviter les mécanismes qui occasionnent un trop grand retard de mise en prise.

III. *Mise en prise.* — La mise en prise se fait sous l'action d'un ressort interposé entre la cage et la tige d'attelage. On peut distinguer, pour ce ressort, le fond de course, la position naturelle correspondant à la détente complète du ressort, et la position de prise qui est intermédiaire entre les deux précédentes.

Soit C l'écart entre le fond de course et la position naturelle. Une butée limite généralement cette course C qui doit être inférieure à la flèche F que prendrait le ressort s'il supportait la charge complète Q.

Appelons C′ le jeu de prise qui n'est qu'une fraction de C et posons

$$\frac{C}{F} = K, \qquad \frac{C'}{C} = K'.$$

L'attirail d'attelage peut être assimilé à un poids Q′ tombant verticalement et relié à la cage par le ressort. L'étude cinématique de ce système conduit aux résultats suivants :

Le mouvement du ressort est pendulaire.

$$x = \cos \omega t \qquad \text{avec} \qquad \omega^2 = \frac{g}{F}\left(1 + \frac{Q}{Q'}\right).$$

La durée de mise en prise est θ telle que $\cos \omega\theta = 1 - K'$. Le rappel du ressort a, sur la cage, un effet retardateur tel que l'accroissement de vitesse de la cage pendant la durée de mise en prise est celui qu'elle prendrait en chute libre pendant une durée de $\theta' < \theta$:

$$\theta' = \theta - K \frac{\sin \omega\theta}{\omega}.$$

La discussion de ces résultats aboutit aux conclusions suivantes :

Pour augmenter la rapidité d'action, il faut augmenter K, diminuer K′, diminuer F ; mais on est limité dans cette voie par la crainte des fonctionnements intempestifs provenant d'un appel du ressort produit par une variation de vitesse. L'analyse mécanique de ce phénomène montre qu'il convient de prendre K voisin de $\frac{2}{3}$, K′ voisin de 0,15 à 0,20, et que les bonnes valeurs de R, rarement supérieures à 20-25 kilogrammes, peuvent atteindre 40 kilogrammes.

Le poids total du parachute joue un rôle insignifiant ; il y a simplement intérêt à diminuer une fraction de ce poids qu'on peut appeler le poids inerte P′ défini par la relation suivante :

$$\frac{P'}{g}\frac{V^2}{2g} = W,$$

W étant la force vive totale de l'attirail du parachute lorsque la vitesse de la tige est V.

IV. *Mode de commande de la mise en prise.* — On peut distinguer :

1° Les parachutes, dans lesquels le ressort commande toute la mise en prise, sans jouer aucun rôle dans la période d'arrêt. A cette catégorie appartiennent les types de Lens, Libotte, Fontaine, Undeutsch, qui ne diffèrent que par le nombre d'articulations et le mode de liaison avec la cage ;

2° Les parachutes dans lesquels le ressort assure non seulement la mise en prise, mais le serrage jusqu'à l'arrêt (parachutes Hearard) système compliqué et défectueux ;

3° Les parachutes à ressort déclencheur ; le ressort ne fait que déclencher le début de la mise en prise qui est ensuite assurée par un mécanisme spécial sans liaison avec l'attache (parachute Schweder), système recommandable, mais peu développé.

Ce résumé, d'une étude de M. Crussard, permettra aux ingénieurs d'apprécier l'efficacité des appareils proposés par les différents constructeurs, et de résoudre, en parfaite connaissance de cause, cette importante question de l'installation des parachutes.

Evite-molettes. — Il existe de nombreux systèmes d'évite-molettes. L'évite-molettes électrique de Sohm (fosse 5 *bis* des mines de Bruay)

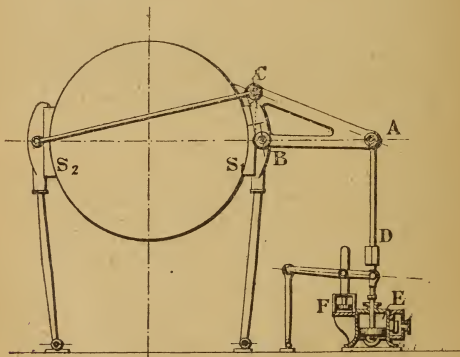


Fig. 25. — Frein de la machine de la fosse 5 *bis* (mines de Bruay).

est associé à un mode de freinage de la machine d'extraction qui mérite de fixer l'attention (*fig.* 25).

Il comprend deux sabots S^1, S^2, rendus solidaires par le triangle ABC. La tige AD, qui est, en somme, la tige du piston E, porte un poids additionnel de 800 kilogrammes. Cette disposition tend à rapprocher les sabots et à produire un freinage *dit modéré* que l'on supprime en admettant de la vapeur sous le piston placé dans le cylindre F, dit de desserrage du frein. Si, au contraire, on veut le maximum de freinage, on admet de la vapeur ou de l'air comprimé au-dessus du piston E qui a $0^m,550$ de diamètre, et l'on exerce, sur la tige AD, une traction qui, avec une pression de vapeur de 7 kilogrammes, peut atteindre plus de 16 tonnes.

Obturateur et freinage modéré. — Nous rappellerons : .

1° Que les indicateurs de position des cages établissent, au moment voulu, un contact électrique qui, par l'intermédiaire d'un électro-aimant, ferme l'obturateur de vapeur, mais comme la prise de vapeur du cylindre de desserrage du frein est faite après cet obturateur, si le mécanicien ne rouvre pas l'obturateur, cette vapeur se condense, et le frein modéré se produit doucement pendant le ralentissement de la machine et empêche tout dévirage ;

2° *Limiteur de vitesse.* — Si la vitesse de la machine dépasse de 10 0/0 la vitesse prévue (et cela à n'importe quel moment de la course), il s'établit un autre contact qui met à l'échappement le cylindre de desserrage du frein, le frein modéré entre aussitôt en action et amène le ralentissement. Quand la vitesse est suffisamment réduite, le contact électrique se rompt et l'électro-aimant, en retombant, ferme l'échappement et réadmet la vapeur dans le cylindre de desserrage, le freinage est supprimé et ainsi de suite.

La forme des pièces qui établissent le contact est telle qu'elle impose le ralentissement à l'arrivée de la cage à la recette, puisque, si le mécanicien ne ralentit pas, le contact se trouve établi d'autant plus tôt que la vitesse est plus grande.

Freinage maximum. — Si, malgré le freinage modéré, la cage dépasse la recette (ce qui peut se produire si, au départ, le mécanicien se trompe dans le sens de la marche), la cage rencontre un levier qui, par l'intermédiaire d'une transmission rigide, actionne l'obturateur de vapeur et, en même temps, libère un contrepoids dont la chute déplace un tiroir spécial du cylindre de frein E et le freinage maximum se réduit aussitôt.

On remarquera que, dans le cas d'une rupture de la conduite générale de vapeur, le cylindre de desserrage n'est plus alimenté et que le freinage modéré entre aussitôt en action. Le mécanicien peut arrêter sa machine et mettre le freinage maximum en admettant l'air comprimé dans le cylindre du frein.

Calcul des câbles végétaux. — La *charge de rupture* Q, charge que peut supporter avant de se rompre un câble en chanvre ou en aloès, est de 300 kilogrammes par centimètre circulaire.

Câbles ronds en chanvre.

CHANVRE NON GOUDRONNÉ			CHANVRE GOUDRONNÉ		
Diamètres	Poids par mètre	Charges pouvant être portées	Diamètres	Poids par mètre	Charges pouvant être portées
millimètres	kilogr.	kilogr.	millimètres	kilogr.	kilogr.
16	0,21	200	46	1,65	2.250
20	0,32	300	52	2,13	3.000
23	0,37	400	59	2,67	3.600
26	0,53	500	65	3,70	4.500
29	0,64	750	72	4,00	5.000
33	0,80	900	78	4,80	6.200
36	0,96	1.000	85	5,60	7.500
39	1,06	1.250	92	6,40	8.700
46	1,55	1.500	98	7,46	10.000
52	2,03	2.000	105	8,53	12.000

Câbles plats en chanvre ou aloès goudronné.

LARGEUR	ÉPAISSEUR	POIDS par mètre	CHARGES pouvant être extraites
millimètres	millimètres	kilogrammes	kilogrammes
92	23	2,35	1.000
105	26	3,04	1.300
118	26	3,36	1.500
130	29	4,26	1.800
130	33	4,80	2.000
144	33	5.28	2.200
157	33	5,60	2.400
157	36	6,24	2.700
183	36	7.20	3.000
183	39	7.84	3.300
200	44	9.25	4.000
250	46	12,10	5.000
310	47	15,00	6.000

La *charge pratique* Q′ qu'on peut lui faire porter en travail normal est le 1/5 de la charge de rupture.

Le *poids par mètre courant* p est d'environ :

80gr,00 par centimètre circulaire pour le chanvre,
75 — — l'aloès,

l'un et l'autre étant goudronnés.

En désignant par d le diamètre du câble exprimé en centimètres, on aura donc les formules suivantes :

Pour le chanvre :

$$Q = 300d^2;$$
$$p = 0{,}38d^2;$$
$$Q = \frac{100}{0{,}08}\,p = 3.750p;$$
$$Q' = \frac{1}{5}\,Q = 60d^2 = 750p.$$

Pour l'aloès :

$$Q = 300d^2;$$
$$p = 0{,}0775d^2;$$
$$P = \frac{200}{0{,}675}\,p = 4.000p;$$
$$Q' = \frac{1}{4}\,Q = 60\,d^2 = 800p.$$

Si on appelle a la section du câble en centimètres carrés, on aura $a = \frac{\pi d^2}{4}$ ou $d^2 = \frac{4a}{\pi}$, et, par suite,

$$Q' = 60d^2 = 76a.$$

La *règle pratique* à retenir, c'est qu'un câble en matière végétale peut être chargé de 60 kilogrammes par centimètre circulaire, ou de 76 kilogrammes par centimètre carré, ou, enfin, d'une charge égale à 750 ou 800 fois son poids par mètre courant.

On trouvera résumées dans le tableau ci-contre les dimensions des câbles ronds et plats les plus usités dans la pratique, leurs poids par mètre et la charge qu'ils peuvent porter.

Calcul des câbles métalliques. — La composition d'un câble rond se définit en disant qu'il est de tant de torons à tant de fils de tel numéro; et celle d'un câble plat en disant qu'il est composé de tant d'aussières à tant de torons par aussière. On les emploie de plus en plus pour tous les besoins de la mine et notamment pour l'extraction.

Leur composition varie suivant les conditions d'installation; les fils qui les composent sont généralement des nos 12 à 17 de la jauge de Paris, c'est-à-dire de 1mm,8 à 3 millimètres de diamètre.

A mesure que s'accroissent les profondeurs d'extraction, l'emploi des fers et aciers doux diminue et par contre les aciers à grande résistance de 140 à 200 kilogrammes par millimètre carré entrent de plus en plus dans la composition des grands câbles.

Le tableau suivant donne, pour les fils des nos 12 à 17, les charges de rupture correspondant aux résistances unitaires de 70 — 90 — 120 — 140 — 160 — 180 — 200 kilogrammes.

NUMÉROS des fils	DIAMÈTRE en millimètres	SECTION en millimètres carrés	POIDS par mètre	CHARGES DE RUPTURE CORRESPONDANT AUX RÉSISTANCES UNITAIRES DE						
				70	90	120	140	160	180	200
				kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
12	1,8	2,545	19gr,34	178	229	305	356	407	458	509
13	2,0	3,142	24 ,48	220	283	377	440	504	566	629
14	2,2	3,801	29 ,64	266	342	456	532	608	684	760
15	2,4	4,524	35 ,28	317	407	543	634	724	814	905
16	2,7	5,725	44 ,63	401	515	688	802	917	1.030	1.145
17	3,0	7,068	55 ,13	494	636	848	990	1.130	1.272	1.413

Partant de là, on compare les câbles suivant la charge qu'ils ont à supporter, en tenant compte d'une perte par câblage de 12 à 25 0/0, suivant le nombre des fils.

Les câbles servant à la remonte du personnel travaillent généralement au dixième de leur charge de rupture à l'endroit le plus fatigué.

Suivant les installations, les câbles sont ronds ou plats; l'extraction avec câbles ronds est plus économique.

Câbles diminués. — Pour réduire le poids du câble déroulé dans le puits et la fatigue causée par son propre poids, on adopte, pour les grandes profondeurs, des câbles à section croissant de bas en haut, la section de chaque élément étant calculée de manière à ce qu'il ait seulement la section exigée par la charge totale qu'il a à supporter, c'est-à-dire le poids suspendu au bout du câble, augmenté du câble lui-même depuis son extrémité inférieure jusqu'à l'élément considéré.

Voici comment doit être établi le calcul d'un câble diminué en aloès :

Calcul des câbles plats en aloès d'égale résistance. — Supposons le câble suspendu dans le puits avec sa charge à l'extrémité.

Prenons comme origine le centre de figure de la section inférieure, comme axe des y l'axe longitudinal du câble, et comme axe des x la perpendiculaire à l'axe des y.

Désignons par $2x$ la longueur du câble en un point quelconque et par y l'ordonnée correspondante.

Soient :

a, le rapport constant de l'épaisseur à la largeur du câble ;
Q, la charge suspendue exprimée en kilogrammes
δ, le poids d'un mètre cube de câble ;
t, la tension par mètre carré qu'on peut faire supporter en toute sécurité au câble ;
L, la longueur du câble.

La section en un point quelconque du câble sera $4ax^2$. Elle devra supporter la charge à élever augmentée du poids de la partie du câble qui se trouve au-dessous, sans dépasser une tension de t kilogrammes par mètre carré.

Cette condition s'exprime par l'équation :

$$4ax^2t = Q + a\delta \int_0^y x^2dy.$$

Différentiant, il vient :

$$8axtdx = 4a\delta x^2dy$$

ou

$$\frac{2t}{\delta}\frac{dx}{x} = dy.$$

Intégrant et remarquant que, pour $y = 0$, $x = x_0$, on a :

$$\frac{2t}{\delta}\, l\, \frac{x}{x_0} = y.$$

$2x_0$, étant la largeur à la partie inférieure, est donné par la relation :

$$4ax^2_0t = Q \qquad \text{ou} \qquad x_0 = \frac{1}{2}\sqrt{\frac{Q}{at}}.$$

Portant cette valeur dans l'équation ci-dessus, nous avons :

$$\frac{2t}{\delta}\, l.\, \frac{2x}{\sqrt{\frac{Q}{at}}} = y \qquad \text{ou} \qquad l.\, \frac{2x}{\sqrt{\frac{Q}{at}}} = \frac{\delta}{2t}y,$$

qui peut se mettre sous la forme :

$$\frac{2x}{\sqrt{\frac{Q}{at}}} = e^{\frac{\delta}{2t}y}$$

ou enfin :

$$x = \frac{1}{2}\sqrt{\frac{Q}{at}}\, e^{\frac{\delta}{2t}y}.$$

En donnant à y une série de valeurs toujours croissantes, on trouvera une série de points dont le raccordement donnera la courbe cherchée.

En pratique, on détermine simplement les valeurs de y pour lesquelles x varie de un demi-centimètre ; cela suffit pour construire un câble dont le profil ne s'écarte guère du profil théorique.

La longueur à la partie inférieure est :

$$2x_0 = \sqrt{\frac{Q}{at}}.$$

La longueur à l'enlevage est :

$$2x\mathrm{L} = \sqrt{\frac{\mathrm{Q}}{at}}\; e^{\frac{\delta\mathrm{L}}{2t}}.$$

La formule d'égale résistance doit être modifiée. — Il semble *a priori* qu'un câble construit d'après cette formule devrait réellement constituer le meilleur engin d'extraction. L'expérience montre qu'il n'en est pas ainsi.

Tous les câbles exécutés d'après cette formule périssaient régulièrement par l'enlevage et devaient être mis hors de service alors que la partie inférieure était encore en très bon état.

Cette détérioration rapide était due principalement au coup de fouet qui se produit au démarrage et à l'enroulement du câble sur lui-même, par suite duquel la partie la plus épaisse s'enroule suivant le rayon le plus petit.

Admettant que l'effet de ces deux causes de destruction est proportionnel à l'ordonnée de cette section, M. Vertongen Goens, constructeur à Termonde (Belgique), fit décroître progressivement la tension par unité de surface pour les différentes sections, en les rendant fonction de l'ordonnée.

Procédant par tâtonnements, il admit pour les profondeurs ordinaires un écart de 25 kilogrammes par centimètre carré, valeur qui était encore augmentée pour les profondeurs plus grandes. Cet écart devra, d'ailleurs, être recherché dans chaque cas particulier.

On a reconnu l'exactitude de cette hypothèse en mesurant les allongements, après trois ou quatre semaines de service, des diverses sections d'un câble construit sur ces données, et on a reconnu que les écarts entre ces allongements restaient très faibles, ceux-ci restant compris entre 1 0/0 près de la patte et 4 1/2 0/0 à l'enlevage, tandis que les câbles d'égale résistance donnaient des allongements variant de 5 à 12 0/0.

Prix des câbles et des cordes.

Câble plat en aloès goudronné	180 fr.	les 100 kilos
— chanvre goudronné	190	—
Corde ronde en chanvre goudronné	160	—
— — blanc	170	—
Câble mixte en fils d'acier recouverts de chanvre	120	—
— ronds en fils d'acier doux de 45 à	60	—
— — en fils d'acier fondu de 140 à 209 kilos de résistance par millimètre carré suivant les diamètres de 65 à	110	—
Câble plat en fils d'acier doux de 70 à	80	—
— en fils d'acier fondu de 140 à 200 kilos de résistance par millimètre carré de 90 à	110	—

Rayon d'enroulement des câbles. — Le *rayon* à donner au *tambour* ou à la *bobine* doit être :

Aussi grand que possible pour réduire à son minimum la fatigue du câble et porter à son maximum la vitesse des cages dans le puits pour une vitesse donnée à la machine ; assez petit pour ne pas obliger à donner à la machine une force trop grande et pour permettre avec un câble plat une régularisation suffisante des efforts à développer par la machine pendant l'ascension.

A ce point de vue de la *régularisation des efforts*, les *câbles plats* doivent être préférés aux *câbles ronds*, qui ne permettent de régulariser les efforts qu'autant qu'on les fait enrouler sur des tambours coniques.

Dans tous les cas, le *rayon moyen* à adopter peut se calculer à l'aide des formules suivantes :

Désignant par :

H, la profondeur du puits ;
P, la charge utile à extraire à chaque voyage ;
P_1, le poids mort suspendu à chacun des câbles ;
p, le poids du mètre courant de câble ;
e, son épaisseur constante s'il est à section uniforme, son épaisseur moyenne s'il est à section diminuée ;
d, son diamètre, si le câble est rond ;
$h > \frac{H}{2}$, la profondeur à laquelle a lieu la rencontre ;
ρ, le rayon moyen d'enroulement, celui qui est le même pour les deux bobines à la rencontre des cages ;
r, le rayon initial, celui de la bobine ou du tambour lorsque la cage est à l'accrochage du fond ;
n, le nombre de tours nécessaire pour amener les cages de leur départ à leur rencontre ou de leur rencontre à leur arrivée ;
φ, le demi-angle au sommet du cône formé par les génératrices du tambour conique ;
l, l'écartement constant le long d'une génératrice, de l'axe du câble dans deux tours consécutifs ;
$e' = l \sin \varphi$, la quantité dont croît le rayon à chaque tour ;
$l = d$ dans le cas où les tours sont juxtaposés ;

$$n = \frac{H}{4\pi\rho},$$

$$\rho = \frac{1}{2}\sqrt{\frac{(P + 2P_1 + pH)e}{p\pi}},$$

$$h = \frac{H}{2} + \frac{H^2 e}{16\pi\rho^2},$$

$$r = \rho - ne.$$

En remplaçant dans ces formules e par $l \sin \varphi$, on aura les formules s'appliquant aux tambours coniques.

La régularisation obtenue en adoptant le rayon r ainsi calculé n'est pas parfaite, mais elle suffit dans la pratique : elle est telle qu'on a,

pour les forces agissant sur l'arbre des bobines, le même *moment* aux deux extrémités et au milieu de l'ascension.

En pratique, on devra presque toujours accepter des rayons d'enroulement notablement plus grands. Le *rayon minimum*, que l'on puisse accepter avec un câble d'une certaine importance, est d'un mètre : des rayons inférieurs imposeraient au câble une trop grande fatigue.

APPAREILS DE TRACTION SOUTERRAINE

Leur chargement se fait à la *main* pour les *gros morceaux*, à la *pelle* pour les *morceaux moyens et menus*, après avoir séparé les morceaux des menus, ou en chargeant d'abord avec une *pelle à grille*.

Un homme peut charger ainsi dans sa journée, en wagonnets de hauteur ordinaire, de 125 à 200 hectolitres de charbon, selon la hauteur des galeries.

Déblaiement du front de taille. — Le déblaiement du front de taille, c'est-à-dire l'enlèvement des minéraux extraits (houille, minerai, etc.) de leur lieu d'extraction et leur évacuation de la galerie d'avancement jusqu'à leur transfert au roulage des galeries principales sont d'un intérêt de plus en plus grand et deviennent l'objet d'efforts d'amélioration. On tend à les simplifier le plus possible sans nuire à la qualité du minerai extrait et à les rendre plus économique, par là, à augmenter directement ou indirectement la production, l'économie et la sécurité de l'extraction. Ceci est particulièrement vrai en ces derniers temps, pour les veines de houille de faible et de moyenne épaisseur, horizontales ou d'une inclinaison allant jusqu'à 25° environ, au-dessous desquelles on ne peut faire rouler ou glisser automatiquement dans une chute ou une gouttière en fer, ou sur le sol même de la veine, la houille qui en est extraite.

Dans de telles conditions, on a souvent remplacé déjà par des moyens mécaniques de transport le pelletage de la houille, généralement usité jusqu'ici pour la porter jusqu'à la galerie d'extraction ou de roulage la plus voisine, et son transport par des bennes de ces points jusqu'à un plan incliné. Ces moyens mécaniques sont les *gouttières à secousses*, les *courroies transporteuses*, les *convoyeurs*, etc., qui doivent apporter plus ou moins de modifications à la méthode d'exploitation et d'extraction, d'abatage, de remblayage, d'aérage, à la surveillance de l'exploitation, etc.

Les *gouttières à secousses* sont, de beaucoup, les plus répandues sur le continent européen, notamment en Allemagne et en Autriche. Il en existe plusieurs centaines d'installations, de systèmes et de formes différents. Leur emploi est à conseiller dans tous les cas où les conditions du gîte s'y prêtent.

Les *transports par courroies* perdent, au contraire, beaucoup de leur importance. Ils ne subsistent guère que dans les veines plissées et irrégulières. Toutefois, leur rapide usure est un obstacle à leur généralisation.

Le déblaiement par *convoyeurs* est principalement employé en Angleterre, d'après des systèmes multiples et plus ou moins différents les uns des autres. Il atteint parfois à un haut degré de perfection, et il a permis dans de nombreuses mines d'obtenir des rendements notablement plus élevés qu'autrefois avec des économies considérables. Sur le continent, il est notablement employé à Mæhrisch-Ostrau, où l'extraction au moyen de certains convoyeurs a donné de bons résultats parallèlement aux gouttières à secousses qui y sont également employées; toutefois son emploi n'a pas été étendu.

Transport du chantier à la voie de roulage. — Le transport du charbon à la voie de roulage se fait :

A la *pelle*, dans les tailles ordinaires (boutage ou reculage);

A la *manne*, lorsque la longueur à parcourir dépasse quelques mètres;

Par *cheminées avec trémies*, dans les ouvrages à gradins;

Par *portage à dos*,
Par *traînage sur le sol*,
Par *brouette*,
} lorsque la distance à parcourir est importante.

On trouvera dans le tableau suivant les conditions dans lesquelles peut se faire ce transport accessoire. (Voir p. 174.)

Transport par chevaux à l'intérieur des mines. — Écuries.

L'emploi des *chevaux* peut être étendu, lorsque les quantités à transporter le réclament, à des galeries n'ayant pas plus de 1m,10 à 1m,20 de hauteur : il y a, en effet, des chevaux qui n'ont pas plus de 0m,90 de hauteur au garrot.

Les chevaux sont plus sensibles que l'homme aux températures élevées et à l'insuffisance d'aérage qu'on trouve souvent dans les mines.

Si les travaux aboutissent au jour par une galerie horizontale ou une fendue convenablement inclinée, on établira l'écurie hors de la mine, sinon les chevaux séjourneront constamment dans les travaux.

Les *écuries* doivent être placées près du courant d'air, au voisinage du puits d'entrée d'air, et il convient qu'elles soient pavées avec sol légèrement incliné ; on leur donnera :

Une largeur	de 1m,25 à 1m,50 par cheval,	suivant la taille.
Une longueur	de 2m,50 à 3m,50 —	—
Une hauteur	de 3m,50 à 4m,00 —	—

Prix de revient et nourriture des chevaux. — Dans les conditions ordinaires, un cheval coûte par an, amortissement et soigneur compris, de 1.000 à 1.500 francs, suivant la force du cheval et le prix des fourrages et avoine : c'est-à-dire, en chiffre rond, de 3 à 4 francs par jour.

Transport du chantier à la voie de roulage.

MODE DE TRANSPORT EMPLOYÉ	MATÉRIEL DE TRANSPORT				CHARGE UTILE transportée	ESPACE parcouru en charge dans une journée	EFFET UTILE en tonnes à 1.000 m.	PRIX DE REVIENT	
	Nature	Capacité	Poids	Prix				Salaire journalier de l'ouvrier	Par tonne à 1.000 m.
			kilog.	fr.	kil.	mètres	tonnes	francs	francs
Portage à dos d'hommes (1).....	Sacs ou mannes.				40 50 70	4.000 5.000 6.000	0,160 0,250 0,420	2,50	10,00
Traînage sur le sol par hommes ou jeunes gens (2)............	Cuveaux à patins ou paniers.	$0^m,70 \times 0^m,45$ sur $0^m,60$ de hauteur.	30	15 à 20	120	.000	0,720	3,00	4,15
Traînage sur le sol par enfants (3).			»		60	3.500	0,210	2,00	9,50
Traînage sur le sol par chevaux (4).....................	Bennes à patins.	250 à 300 k.	130	80	200 480 700	5.000	2,400	6,00	2,50 Cheval et cond.
Transport par brouette (5).......	Brouettes à longs brancards.	60 à 100 k.	»	»	60 100	13.500 10.000	0,810 1,000	3,00	3,00
Transport par tombereaux (6)....	Tombereaux à 2 ou 4 roues.	1.000 k.	»	»	700 1.000	12.000	12,000	0,50	0,50 Cheval et cond.

Observations. — (1) Le portage à dos est le moyen de transport qui demande le moins de préparation dans le chemin à parcourir : il se prête aux parcours les plus accidentés.

(2) La charge dépend du coefficient de frottement qui se développe entre le sol et la voie de transport.

(3) Sur une pente de 15°, la benne commence à descendre seule. Au delà de 15°, elle doit être retenue à la descente. Au delà de 25° à 30°, il faut s'aider d'un câble passant sur une poulie ou établir des *rencontres*.

(4) Le parcours en charge a une tendance à augmenter en même temps que la distance.

(5) Transport par relais de 30 mètres sur niveau ou de 20 mètres sur les rampes au douzième qu'on établit pour sortir d'une tranchée profonde.

(6) Les distances doivent être assez grandes pour que le nombre des voyages ne soit pas trop multiplié.

Dans les houillères du Nord et du Pas-de-Calais, les *chevaux du fond*, qui sont de moyenne taille, ne coûtent souvent que 2 fr. 50 par jour, amortissement, entretien, ferrage et harnais compris.

La *nourriture* journalière d'un cheval comprend :

		Avoine kil.	Foin kil.	Paille kil.	Son kil.
Forts chevaux du jour		8,000	6,000	5,000	» .»
Chevaux du fond	grands	6,000	6,000	5,000	2,000
	moyens	4,500	4,500	4,000	1,000
	petits	3,500	3,000	3,000	0,500

Chemins de fer de mines.

Les *chemins de fer de mines* s'établissent dans des conditions d'autant plus simples que le transport auquel ils doivent suffire est moins important : la voie sera formée de simples *barres de fer rectangulaire* dans les chantiers et les galeries à circulation peu active, tandis qu'elle sera formée de *rails à patin* souvent éclissés et fixés par des tirefonds sur leurs traverses, dans les grandes galeries de roulage des houillères à très grandes productions.

La *section* et le *poids* à donner aux rails varieront avec la charge roulante qu'ils devront supporter normalement : on trouvera dans le tableau suivant les dimensions les plus généralement adoptées à cet égard pour les rails rectangulaires, qui sont d'un usage courant dans les exploitations moyennes.

Poids du wagonnet plein. kil.	Section du rail : Hauteur. millim.	Largeur. millim.	Poids du rail par mètre courant. kil.
300	40	10	3,110
500	50	10	3,890
700	55	12	4,670
900	60	15	7,000
1.200	70	15	7,820
1.500	70	18	9,810

Ces dimensions sont celles qu'on adopte lorsque les *traverses* sont distantes de $0^m,67$: elles devraient augmenter ou diminuer si l'écartement des traverses était inférieur ou supérieur à ce chiffre.

Frais de premier établissement des chemins de fer de mines. — Le *prix du mètre de voie* posée variera avec les prix du fer, des traverses et de la main-d'œuvre ; mais, dans les conditions moyennes, et en supposant des galeries à sol convenablement préparé pour recevoir la voie, il s'établira entre 3 ou 5 francs le mètre, pour des poids de rails ne dépassant pas 4 kilogrammes au mètre courant.

Une voie plus soignée, comme celle qu'on établit pour les *tractions*

mécaniques anglaises en rails à patin éclissés, coûtera le double, soit 8 à 12 francs, suivant la force des rails.

Une voie capable de porter de *petites locomotives* de mines, comme la voie de Mokta-el-Hadid et de Cessous, coûtera environ 15 francs, dont voici le détail :

Rails, 40 kilogr. à 0f,17		6f,80
Éclisses, 0,66 = 0k,0195 à 0f,25	0f,327	
Boulons, 1,32 = 0k,25 à 0f,88	0f,22	
Crampons, 2,99 = 0k,568 à 0f,53	0f,301	
Traverses, 1,33 à 3f,25	4f,322	
Ballast, 0^m3,70 à 2f,30	1f,610	
Ballastage, pose et réglage	1f,700	
Total		15f,289

	POUR WAGONNET de 500 k.			POUR WAGONNET de 1.200 k.		
	Poids de l'unité	Prix de l'unité	Prix total	Poids de l'unité	Prix de l'unité	Prix total
	kil.	fr.	fr.	kil.	fr.	fr.
Rails	8	8,22	1,76	16	0,22	3,52
Traverses, 1 1/2 par mètre	»	0,90	1,35	»	1,20	1,80
Entailles faites sur les traverses 3	»	0,05	0,15	»	0,05	0,15
Coins pour maintenir le rail 3	»	» »	0,05	»	» »	0,05
Pose, main-d'œuvre	»	» »	0,20	»	» »	0,25
Déblai et remblai pour la pose	»	» »	0,30	»	» »	0,50
Total par mètre de voie			3,81			6,27

Si on enlevait la voie pour la porter ailleurs, on retirerait :

	Pour wagonnet de 500 k.	Pour wagonnet de 1.200 k.
La valeur des rails et les 2/3 de celle des traverses	2,66	4,70
Dont il faut déduire les frais d'enlèvement, soit environ	0,35	0,43
Reste donc pour la valeur de la reprise	2,31	4,27
Et, pour le prix du mètre de voie posée temporairement, comme c'est le cas dans un grand nombre d'exploitations	1,50	2,00

Conditions d'établissement des chemins de fer des mines. — Les chemins de fer où la *résistance à la traction* n'est, en état normal, qu'une très faible fraction de la charge, excluent :

En plan, les *courbes* de rayon trop réduit ;

Et, en profil, les *pentes* supérieures aux *pentes d'équilibre* ou d'*égale résistance*.

En pratique, avec un *matériel léger*, on peut admettre :

Des *rayons* de 10 à 15 mètres ;

Et des *pentes* de 20 0/0, à la condition d'*embarrer* les roues. Dans ces conditions, 20 mètres parcourus sur ces *demi-pentes* sont comptés comme 30 mètres sur niveau.

Au delà de 20 0/0, des *plans inclinés* doivent être installés.

Frais de transport sur voie ferrée. — Effet utile. — L'homme payé de 4 à 6 francs par jour fournit dans sa journée de 2 à 4 tonnes kilométriques *utiles*, c'est-à-dire calculées sur le poids utile transporté.

Cela revient à dire que le coût de la tonne kilométrique par ce moyen varie de 1 fr. 50 à 2 francs.

Le cheval peut fournir en moyenne un effort kilométrique utile compris entre 25 et 40 tonnes. On peut même atteindre le double avec des voies bien soignées, des pentes d'égale résistance, un bon graissage, etc.

La journée de cheval revient, ferrure, palefrenier et nourriture comprise, mais sans assortissement de sa valeur, à 3 fr. 50. En y ajoutant 4 fr. 50 pour le conducteur, cela fait un total de 8 francs pour 40 tonnes, soit 20 centimes par tonne kilométrique ; c'est un minimum généralement dépassé.

Matériel de transport intérieur. — Construction. — Le *matériel roulant* doit être étudié de manière :

A réduire au minimum les dimensions des galeries ; à ce point de vue, c'est la caisse à section rectangulaire qui donne le maximum de capacité pour des dimensions extérieures données ;

A permettre au conducteur de remettre à lui seul sur la voie le wagon déraillé. Pour cela, il faut rapprocher les essieux le plus possible ;

Enfin, à être assez maniable pour que le transport intérieur puisse être confié à des jeunes gens, presque à des enfants, qui prennent ainsi l'habitude de la mine.

Les *roues* seront *calées* sur l'essieu toutes les fois que la légèreté du matériel lui permettra de circuler facilement partout, sa *stabilité* et la *verticalité des roues* étant mieux assurées par des roues calées.

Les *roues seront folles* si le matériel est lourd et s'il doit circuler sur une voie large à courbes roides ou sur des dallages étendus.

La *matière* à employer sera le *bois*, qui rend les réparations plus faciles et l'entretien moins coûteux. On emploiera le *fer* lorsque, sous

des dimensions extérieures données, il faudra obtenir une capacité maxima.

Transport par des moyens mécaniques. — Dans certaines galeries de *grande longueur* et à *grande circulation*, il peut y avoir intérêt à employer des *moyens mécaniques : locomotives* ou *machines fixes* avec *câbles* ou *chaînes* remorquant les wagonnets attelés à chacune des extrémités d'un *câble traînant*, ou engagés isolément au-dessous d'une *chaîne* ou d'un *câble flottant*.

CONDITIONS DU TRANSPORT par moyens mécaniques	LOCOMOTIVES	MACHINES FIXES		
		Câble traînant	Chaîne flottante	Câble flottant
Frais de premier établissement :	francs	francs	francs	francs
Voie proprement dite	50.000	12.000	16.000	10.000
Machine motrice	30.000	28.000	8.000	24.000
Matériel	10.000	10.000	20.000	15.000
TOTAL par kilomètre	90.000	50.000	44.000	55.000
Frais d'exploitation :				
Ouvriers occupés	6	11	6	11
Dépense par tonne kilométrique	0,125	0,120	0,088	0,130

Poids mort des wagonnets. — Le *poids mort* des wagonnets de mines représente en moyenne 40 0/0 de la charge utile.

Ce rapport est, du reste, un peu plus fort pour les wagonnets où le bois domine que pour ceux qui sont exclusivement en métal.

Prix des wagonnets de mines. — Le *prix des wagonnets* peut, en moyenne, s'évaluer sur la base de :

35 à 40 centimes par kilogramme pour les wagonnets où le bois domine;

60 centimes pour ceux où le métal domine.

Transports par plans inclinés automoteurs.

L'installation des plans inclinés automoteurs varie beaucoup avec la méthode d'exploitation adoptée, et la nature des couches.

Lorsque l'*inclinaison* d'un plan incliné dépasse 30°, il est indispensable d'employer des *chariots porteurs*.

Ces plans peuvent être à 2, 3 ou 4 rails, suivant l'intensité du service qu'il s'agit d'assurer. Dans les tailles souterraines, ils sont en général à une voie, avec contrepoids inférieur au wagonnet.

TRANSPORTS AÉRIENS

Les transports aériens au moyen de câbles tendus sur une série de supports, ont des applications de plus en plus nombreuses dans les mines. Cette solution, qui ne change pas la configuration du sol et qui permet de réaliser des transports importants dans des pays extrêmement accidentés, en utilisant la gravité, est précieuse à notre époque de mise en valeur de gisements dans les pays neufs dépourvus de toutes voies de communication.

Ces transporteurs aériens se rapportent à trois types principaux :

1° Câbles avec va-et-vient, les wagonnets-porteurs marchant alternativement dans les deux sens sur le même câble ;

2° Câbles tracteurs et porteurs à la fois, les wagonnets marchant dans le même sens ;

3° Câbles porteurs et câbles tracteurs séparés à marche continue.

Câbles à circulation alternative. — Ces câbles conviennent pour des installations volantes et de petits débits. On les construit très simplement en les amarrant en tête à un arbre et en les tendant en bas avec un treuil en bois ou avec un contrepoids, ce dernier calculé au cinquième de la charge de rupture.

On peut descendre automatiquement, avec des wagonnets montés sur roulettes, dès que la corde de la chaînette qui forme le câble atteint 12°. A 17°, le câble peut débiter des sacs portés par un simple crochet de bois dur qu'on remonte à dos d'homme ou de bête de somme.

Pour les wagonnets à roulette, il ne faut pas dépasser une vitesse de 6 mètres par seconde.

Le diamètre de ces petits câbles ne doit pas dépasser 15 millimètres pour être réellement portatif et facile à tendre et à enrouler.

Débit maximum, 30 à 40 tonnes par jour.

Câbles tracteurs et porteurs à la fois. — Ces installations sont économiques, mais elles ne conviennent que pour des tonnages réduits et pour des pentes faibles. On comprend aisément, en effet, que ces appareils travaillent dans des conditions désavantageuses, vu qu'ils exigent la mise en marche de la masse considérable qui représente le câble unique tracteur et porteur, dont le diamètre descend rarement au-dessous de 20 millimètres.

On les construit en fil d'acier à haute résistance et on les tend au moyen de contrepoids faisant travailler le câble au 1/8 de sa charge de rupture.

La vitesse de marche ne doit pas dépasser 3 mètres par seconde, et on doit être naturellement beaucoup plus sévère pour la distance maxima des pylônes que dans le procédé dont il est question plus loin.

L'appareil d'accouplement à griffes, qui n'exige pas de levier de manœuvre, est à recommander tout particulièrement pour ce genre de câbles. Voici un exemple d'un monocâble de ce genre établi au Japon, pour la « Omine Naval Briquette Factory », qui donne les caractéristiques principales de ce genre d'appareil.

Les caractéristiques de l'installation sont les suivantes :

Longueur de la voie	1.350 mètres
Débit à l'heure	15.000 kilogrammes
Différence de niveau entre les stations terminales :	
Descente	90 mètres
Pente maximum	38 pour 100
Vitesse du câble de traction	2 mètres par seconde
Contenance d'un wagonnet	150 kilogrammes
Distance entre les wagonnets	72 mètres
Intervalle entre les wagonnets	36 secondes
Force motrice nécessaire, environ	6 chevaux

Câble convoyeur de 20 millimètres de diamètre, et 180 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré.

Transports par câbles porteurs et par câble tracteur. — Dans ce système, qui est le seul qui convienne à des profils accidentés et à des débits considérables, les câbles porteurs sont fixes, et les wagonnets circulent sur eux au moyen d'un câble tracteur sans fin auquel ils sont reliés par un accouplement automatique muni de roulettes, qui permettent de faire circuler les wagons suspendus sur des voies de garage convenablement ménagées, tant pour le chargement que pour le déchargement.

Les câbles porteurs sont de diamètre différent, la ligne chargée pouvant atteindre dans certains cas des diamètres de 50 millimètres. Le câble de retour qui constitue la voie des vides dépasse rarement 28 millimètres. Ces câbles sont fixés à l'une de leur extrémité dans un massif d'ancrage et tendus par des contrepoids réglés au 1/5 de leur charge de rupture. Il est bon, surtout pour des profils accidentés, de ne pas dépasser pour chacun des éléments de ces câbles une longueur de 12 à 1.500 mètres. On relie tous ces tronçons par des rails intermédiaires sur lesquels passent sans interruption de parcours les wagonnets attelés sur le câble tracteur, lequel doit être naturellement sans fin. Ces rails intermédiaires constituent un prolongement forcé des câbles porteurs, déviés en cet endroit même vers leurs appareils ten-

deurs, l'ensemble des dispositifs constituant une station de compensation.

Les fils d'acier des câbles porteurs doivent avoir une qualité suffisante pour atteindre 130 à 140 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré. Les câbles tracteurs doivent donner dans les mêmes conditions 160 à 180 kilogrammes.

Stations d'angle. — Le tracé de ces câbles admet parfaitement une forme polygonale (stations d'angle) : on en construit d'entièrement automatiques ; mais, en général, le service de ces stations nécessite deux hommes pour surveiller la bonne expédition des wagons.

Pylônes. — Toutes les fois qu'une ligne est prévue pour une durée dépassant cinq ans, l'emploi de pylônes en fer, même dans un pays forestier, est à recommander de préférence au bois. En ce qui concerne la distance entre ces pylônes, on peut envisager hardiment des portées libres allant jusqu'à 850 mètres, comme c'est le cas dans le chemin aérien exécuté par la maison Bleichert pour le Gouvernement argentin. Ce qu'il faut surtout éviter dans l'étude du profil en long, ce sont les arêtes vives du câble au passage des crêtes montagneuses.

Force motrice. — Dans les câbles automoteurs, la force motrice est fournie par la gravité, et des dispositifs spéciaux consistent surtout en roues à palettes tournant dans l'air ou dans l'eau, qui empêchent le mouvement de s'accélérer par trop et de dépasser une vitesse de $2^m,50$ par seconde, au delà de laquelle il ne convient pas de prévoir le débit horaire.

On peut recourir à la formule suivante pour la détermination empirique de la force nécessaire à un câble :

Si l'on désigne par

l, la longueur de la ligne en mètres,
Q, le débit horaire en tonnes,
H, la différence de niveau des stations extrêmes.

Pour une montée, il faut faire précéder H du signe + et pour une descente du signe —.

N, le nombre de chevaux nécessaires ;

N_0, une constante pour tenir compte du frottement dans les stations terminales comprises entre 0,5 et 5 ; on a :

$$N = \frac{Q}{270} \left\{ \frac{l}{100} [2 + 0{,}005 (100 - Q)] - H \right\} + N_0.$$

Pour de faibles excédents de force, il est préférable de prévoir un moteur de secours pour la mise en marche et dans le cas d'une mauvaise répartition des wagonnets, notamment si le profil présente au départ une montée pour redescendre après.

Exemples d'installation. — Voici quelques exemples de chemins

aériens construits récemment et appliqués à l'exploitation des mines et carrières.

Chemin aérien exécuté à Ténès, en Algérie, pour la Compagnie des minerais de fer magnétique de Mokta-el-Hadid, à Paris. — Ce chemin aérien se compose de deux tronçons en ligne droite réunis entre eux par une station courbe automatique. Il est destiné à transporter du minerai de fer de la mine à un dépôt établi au port de Ténès.

Données caractéristiques de l'installation :

Longueur totale de la ligne.........	7.120 mètres
Rendement par heure................	20.000 kilogrammes

Différence de niveau des stations extrêmes :

Descente..............................	284 mètres
Vitesse du câble de traction..................	2 mètres par seconde
Contenance d'un wagonnet..................	333 kilogrammes
Distance entre deux wagonnets................	120 mètres
Intervalles..................................	60 secondes
Force motrice...............................	0 cheval
Diamètre des câbles porteurs pour le câble à charge.	30 millimètres
Type de 100 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré pour le câble à vide.......	22 millimètres
Câble tracteur en fils d'acier de 180 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré..	17 millim. de diamètre
Portée libre maxima.........................	477 mètres
Pente maxima................................	40 pour 100

Chemin aérien pour le transport de pierres calcaires pour MM. Solvay et Cie, à Dombasle-sur-Meurthe. — Installation aux carrières d'Aingeray. — Le chemin aérien a pour but d'amener la pierre calcaire de la carrière aux trémies de chargement des bateaux à la station au canal.

La ligne comporte un service automatique de déchargement des wagonnets aériens dans les trémies au canal, avec emploi de poulies d'angle et de retour automatiques sans aucune main-d'œuvre :

La longueur de la ligne est d'environ..........	625 mètres
La descente utile de..........................	33 mètres
Le débit à l'heure..........................	200.000 kilogrammes
La contenance des wagonnets................	1.000 kilogrammes
La vitesse du câble tracteur................	$1^{m},25$
La distance entre les wagonnets..............	$22^{m},50$
L'intervalle entre les wagonnets...............	18 secondes
Diamètre des câbles porteurs de construction close de 100 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré :	
Porteur à charge........................	52 millimètres
Porteur à vide..........................	33 millimètres

Câble tracteur à torons en fils d'acier fondu de 180 kilogrammes de résistance à la rupture par millimètre carré ; 20 millimètres de diamètre.

Excédent de force : environ 5 chevaux.

Chariots à quatre roues. — On construit des transporteurs aériens, dont quelques-uns ont 30 et 37 kilomètres de long, sur lesquels on applique des chariots à quatre roues ayant les avantages suivants :

1° La charge se répartit sur quatre points du câble au lieu de deux ;

2° La courbure des câbles, par suite de la plus grande longueur du chariot, est à peu près deux fois plus faible que celle qui se produit sous le chariot simple.

Les câbles porteurs sont ainsi considérablement ménagés, ce que du reste la pratique a attesté d'une façon indiscutable.

Il existe des transporteurs aériens qui transportent par heure 250 wagonnets. En admettant une charge unitaire de 2.000 kilogrammes net, admissible tant que le chariot de roulement à quatre roues est appliqué, on obtiendra une capacité horaire de 500 tonnes.

Le transporteur aérien d'Aumetz-Knuttange (Lorraine), qui a 11 kilomètres de longueur, a transporté dans ces dernières années, selon les rapports annuels de la société, plus de 2 1/2 millions de tonnes de minerai. — Les frais de transport s'élèvent à 1,5 à 2 pfennig la tonne-kilomètre.

En employant des chariots à quatre roues, les frais de transport se réduiront davantage encore.

CIRCULATION DES OUVRIERS

Entrée et sortie des ouvriers. — Le mode d'*introduction* des ouvriers varie avec la profondeur des travaux, la disposition du gîte et le nombre des ouvriers.

On emploiera :

Des *cheminées* ou *fendues*, toutes les fois que la pente ne dépassera pas 30° (14 de base sur 2 de hauteur) ;

Des *escaliers* taillés dans le sol pour des pentes supérieures jusqu'à 45° ;

Des *échelles* établies dans des cheminées, des puits spéciaux ou les puits d'extraction, dès que la pente dépasse 45°.

Dès que la profondeur dépasse 300 mètres pour une grande production et 500 mètres pour une faible production, il y a intérêt à employer des *moyens mécaniques*, le temps et la force exigés pour la descente et la remonte réduisant considérablement l'effet utile des ouvriers.

Ces *moyens mécaniques* seront :

Les *cages*, dans les puits d'extraction ordinaires;

Des *cages spéciales*, dans un puits spécial desservant plusieurs niveaux d'extraction.

Des *appareils à tiges oscillantes* (Fahrkunste ou Warocquères), pour les profondeurs supérieures à 600 mètres ou la circulation d'ouvriers très nombreux.

Echelles. — Les *échelles* sont en bois ou en fer et présentent les dimensions suivantes :

	Bois	Fer
Largeur intérieure.........	$0^m,250$	$0^m,250$
Largeur extérieure	$0^m,350$	
Hauteur des montants......	$0^m,100$ à $0^m,120$	$0^m,260$ à $0^m,280$
Écartement des échelons d'axe en axe	$0^m,200$ à $0^m,250$	$0^m,060$ à $0^m,066$
Diamètre des échelons......	$0^m,040$ à $0^m,045$	$0^m,200$ à $0^m,250$
Poids par mètre courant....	....	$0^m,025$ à $0^m,032$
Prix du mètre courant	$2^f,30$ à $3^f,00$	8^{kg} à 10^{kg}
		$3^f,50$ à $7^f,00$

Pour les échelles en bois, il faut préférer les échelons *méplats* à angles arrondis.

L'*inclinaison* des échelles doit être de 70 à 72° environ.

L'*écartement* des paliers varie de 4 à 10 mètres, suivant les dimensions des compartiments.

Descente et remonte des ouvriers par l'appareil d'extraction. — La *descente* et la *remonte* des ouvriers par les tonneaux ou les cages d'extraction sont la pratique générale dans les houillères de profondeur moyenne.

Un tonneau peut recevoir de 5 à 10 ouvriers ;

Et une cage, de 6 à 24 ouvriers.

C'est le mode de circulation indiqué, toutes les fois que l'extraction des produits n'absorbe pas entièrement l'appareil d'extraction.

On a réuni, dans le tableau suivant, les conditions dans lesquelles se font cette descente et remonte, dans des houillères produisant 500 tonnes par jour, à la profondeur de 600 mètres, avec 400 ouvriers occupés au fond.

	Extraction par	
	bennes flottantes.	cages guidées.
Nombre d'hommes descendus à la fois.	10	16
Nombre de voyages à faire...........	40	25
Vitesse de descente par seconde.......	$1^m,00$	$6^m,00$
Durée d'un voyage	$0^h\ 10'$	$0^h\ 1'\ 40''$
Temps perdu entre deux voyages......	$0^h\ 2'$	$0^h\ 1'$
Temps total par voyage.............	$0^h\ 12'$	$0^h\ 2'\ 40''$
Temps total pour la descente	8^h	$1^h\ 15'$
Temps total pour la remonte..........	8^h	$1^h\ 15'$
Temps total pour la descente et la remonte........................	16^h	$2^h\ 30'$

Appareils à tiges oscillantes. — Les *échelles mécaniques* doivent être adoptées, même pour les *mines métalliques* à moyenne production, toutes les fois que la profondeur dépasse 600 à 700 mètres, parce qu'en général, dans ces mines, l'appareil d'extraction n'est pas établi de manière à permettre la circulation régulière des ouvriers.

Pour les *houillères*, elles s'imposeront, lorsque la machine d'extraction devra donner tout son temps à l'extraction de la houille et de l'eau.

Calcul d'appareils à tiges oscillantes. — Désignant par :

H, la profondeur du puits en mètres;
l, l'écartement des paliers en mètres ;
n, le nombre d'oscillations doubles par minute ;
$m = \frac{H}{l} =$ le nombre de paliers ;
$p = 65$ kilogrammes environ = le poids moyen des hommes à faire circuler,

on aura pour :

La *charge à élever* K :

$$K = \frac{H}{l} 65 = m \times 65 \text{ kilogrammes};$$

l'*espace parcouru par minute* e :

$$e = l \times n\,;$$

le *travail à développer par seconde* T :

$$T = \frac{\frac{H}{l} \times 65 \times l \times n}{60} \text{ kilogrammètres};$$

la *force théorique en chevaux* F à donner à la machine :

$$F = \frac{\frac{H}{l} \times 65 \times l \times n}{60 \times 75}\,;$$

la *force effective* F′ à donner à la machine :

$$F = 1{,}25 \text{ à } 1{,}50\,F.$$

Appareils portatifs d'éclairage.

S'il existe un grand nombre de lampes de mineur, il n'y a en réalité que fort peu de types originaux. M. Le Chatelier, en 1889, en reconnaissait six : les lampes Davy, Clanny, Mueseler, Marsaut, Fumat, Gray. Depuis cette époque, on en compte divers systèmes ;

lampe Wolf, Body-Firket, Mulkay, Grümer et Grimberg, Koch, Demeure, Joris, etc.

La benzine a depuis longtemps conquis sur l'huile grasse une importance qui s'accroît tous les jours. Son succès tient à ce qu'elle augmente le pouvoir éclairant et rend le rallumage plus facile. Mais, à côté de ces avantages, il convient de signaler quelques inconvénients : les lampes à benzine chauffent davantage que les lampes à huile, surtout dans les milieux grisouteux, et les verres cassent plus souvent.

Quand la lampe est secouée, l'extinction est plus fréquente qu'avec une lampe à huile; le maniement de la benzine est assez dangereux.

En examinant les dessins des lampes, on voit qu'il y a différentes manières d'amener l'air sur la mèche. L'alimentation se fait tantôt exclusivement par le bas du verre, tantôt exclusivement aussi par le haut, c'est ce que l'on désigne sous le nom d'*alimentation renversée;* enfin, on introduit encore l'air des deux côtés à la fois. Ces différents moyens influent sur le pouvoir éclairant, mais ils n'offrent pas la même sécurité. Davy avait remarqué l'influence favorable des gaz brûlés dans la lampe; l'alimentation renversée la met à profit, car alors la lampe se remplit très difficilement d'un mélange explosif parfait. Il n'en est pas de même avec l'alimentation ascendante ou mixte, la lampe chauffée dans un milieu grisouteux fait office de cheminée; le gaz explosif continue à entrer dans la lampe lorsque la flamme est éteinte et peut la purifier entièrement des gaz inertes de la combustion intérieure. On peut donc avoir dans ce cas une lampe parfaitement remplie d'un mélange explosif. Si, à ce moment, on met en œuvre un rallumeur, on provoque l'explosion à l'intérieur de la lampe, qui peut très bien, quoi qu'on en dise, se propager au dehors.

De toutes façons il faut proscrire le rallumeur à *amorces fulminantes* et s'en tenir au rallumeur à *amorces fusantes.*

Les lampes à rallumeur peuvent rendre de réels services pour des postes de secours en cas d'accidents.

Pour prévenir les imprudences des ouvriers, le mode de fermeture a fait l'objet de l'attention des inventeurs. On a le choix entre divers systèmes également efficaces, quelques-uns fort ingénieux : fermeture hydraulique Cuvelier, fermeture magnétique Villers-Wolf, fermeture plombée, etc. La fermeture au gros rivet de plomb est robuste, visible, constatable et contrôlable à l'œil.

A notre avis, la lampe belge Mueseler, munie récemment d'une cuirasse, est excellente, mais nous lui préférons la lampe Marsaut, qui tient le record de la résistance dans les milieux inflammables et qui a servi de prototype aux lampes Wolf et autres spécimens nouveaux.

La lampe Joris est très robuste, sans poids excessif ($2^{kg},100$), d'un

entretien facile, et les manipulations pour le remplacement de l'ampoule sont très simples. Elle a un très fort pouvoir éclairant : 2 bougies, avec une moyenne de 1,4 bougie pour un poste de dix à douze heures, d'après de récentes expériences faites à Frameries ; l'accumulateur aurait une longue durée et pourrait supporter deux mille décharges, il resterait insensible aux charges trop longues ou de trop grande intensité.

Dans certaines mines métalliques, on fait usage de lampes portatives à acétylène.

Lampe électrique. — Une bonne lampe électrique de sûreté pour mine doit remplir les conditions suivantes :

1° Construction mécanique solide permettant de la traiter rudement ;

2° Construction simple ;

3° Impossibilité de produire l'ignition de gaz inflammables à l'intérieur ou à l'extérieur ;

4° Construction de la pile telle que le liquide contenu ne puisse s'épancher pendant l'usage ;

5° Matériaux non susceptibles de détérioration par corrosion ;

6° Fermeture effective rendant impossible l'ouverture sans laisser de trace ;

7° Intensité lumineuse non inférieure à 2 bougies, sans interruption, durant une période de dix heures au minimum ;

8° Lumière bien distribuée à l'extérieur au besoin par l'emploi d'un réflecteur mobile pour concentrer ou cacher la lumière.

On doit nécessairement tenir compte, en outre, du prix de la lampe ; des frais de son entretien ; de son poids, de la commodité d'emploi, etc.

La lampe Faerber remplit la plupart de ces conditions. Cette lampe comprend trois parties : l'accumulateur, la partie inférieure et la partie supérieure. Son poids est un peu supérieur à 4 livres. Sa solidité est telle qu'elle peut être projetée sur un sol de pierre sans dommage.

Accumulateur. — Formé d'une forte boîte de celluloïd et de deux électrodes de plomb. Ces dernières, de forme circulaire, sont vissées au couvercle de la boîte. On peut les changer avec facilité. Une nouvelle disposition de fermeture, à l'épreuve de l'acide de la batterie, permet la libre expulsion des gaz sans laisser échapper le liquide. A l'extrémité des deux pôles se trouvent des contacts mobiles qui peuvent se nettoyer par simple immersion en eau chaude. La détérioration des contacts était un grave défaut des types antérieurs.

Partie inférieure. — Un espace intermédiaire sépare cette partie en acier de l'accumulateur ainsi protégé contre les chocs. Boîte en tôle d'acier fortement étamée, renforcée par des anneaux d'acier emboutis. Forme légèrement conique. La base comporte une rainure pour maintenir l'accumulateur en place.

Partie supérieure. — S'ajuste par raccord à baïonnette à la partie inférieure. Fermeture de la lampe par système magnétique usuel. Ampoule à filament métallique protégée par une épaisse cloche de cristal et quatre colonnettes en fer. Reliée aux bornes par segment de laiton, elle est placée entre des ressorts spirales, ce qui rend les ruptures par chocs beaucoup plus rares que chez les autres types de lampes. Cette disposition présente, outre l'avantage d'une plus grande économie d'ampoules, celui, capital, d'une sécurité absolue contre les explosions, car le circuit est coupé automatiquement par l'action des ressorts, en cas de rupture de la cloche de cristal.

Intensité lumineuse : 1,5 bougie.

Durée de charge : 4 à 5 heures.

Durée de service : 16 heures.

IV. — AMÉNAGEMENT ET MÉTHODES D'EXPLOITATION

TRAÇAGE

Chaque siège d'exploitation, c'est-à-dire chaque ensemble de galeries souterraines formant un réseau distinct, doit avoir au moins deux orifices (galeries ou puits) de communication avec l'atmosphère extérieure ; l'une sert de point de départ du courant d'aérage et l'autre de point de sortie.

Un puits ou un flanc de montagne est divisé en étages; chaque étage ou *niveau* est caractérisé pour sa *voie de fond*, qui le dessert suivant son horizontale inférieure aboutissant à un *travers-banc* débouchant dans le puits (*accrochage*) ou au jour (*galerie à flanc de coteau*).

On exploite quelquefois les étages dans l'ordre descendant, mais le plus souvent dans l'ordre ascendant : en remblayant les quartiers inférieurs épuisés, on peut plus sûrement dépecer successivement les étages de bas en haut.

Bien entendu on peut exploiter deux ou plusieurs étages simultanément.

Entre deux niveaux successifs, on exploite le gîte par *tranches* horizontales (méthodes horizontales) ou par tranches parallèles à la stratification (méthode inclinée).

L'exploitation des tranches est desservie par des voies de *traçage* qui partagent le gîte en *rectangle* (*massifs*, *piliers* ou *lapins*), parfaitement délimités suivant toutes leurs dimensions qui constituent l'unité cellulaire de l'exploitation (*chantier d'abatage* ou de *dépilage*).

La délimitation et les dimensions des tranches et des massifs, et leur mode de dépeçage dépendent de la puissance de la pente, de la solidité et de l'allure du gîte, et l'on distingue les méthodes d'exploitation : des gîtes *minces*, des gîtes d'*épaisseur moyenne* et des gîtes *puissants faiblement inclinés* ou *fortement inclinés.*

Quelques gîtes sont exploitables en *carrière* (à ciel ouvert), mais la plupart exigent des travaux souterrains. Les méthodes d'exploitation souterraines reposent sur l'un des trois principes suivants : *abandon des massifs* (en damier), *foudroyage*, *remblayage*.

L'exploitation par foudroyage offre, sur celle de l'abandon de massifs, l'avantage d'éviter la perte des *piliers* abandonnés, et sur celle par remblayage la suppression du coût de celui-ci, mais ses graves inconvénients et l'insécurité qui en découle font légitimement redouter son emploi.

Presque partout s'est généralisé l'usage du remblayage.

PERCEMENT DES GALERIES

Le travail d'avancement doit se faire autant que possible par mines simultanées.

On débite d'abord, à l'aide de coups de mine convenablement dirigés (deux ou trois) la partie centrale du front de taille, puis on abat la partie supérieure et en dernier lieu le pied.

Le tirage des mines simultanées se fait au détonateur électrique mais on peut se servir de mèches longues ou de cordeaux détonants.

Soutènement.

Les galeries sont généralement boisées :

On espace les cadres de :

1 mètre	en terrain	moyennement solide,
$0^m,50$	—	peu solide,
0^m10 à $0^m,30$	—	ébouleux.

En désignant par c l'épaisseur d'une poutre de section carrée, on trouve qne le rondin de même résistance aurait pour diamètre :

$$b = 0{,}961c.$$

M. Chalon donne pour la charge de sécurité sur chaque pied droit :

$$\frac{L^2}{8} P = \frac{RI}{n}.$$

L, longueur du chapeau;
R, résistance pratique de sécurité (7 kilogrammes par centimètre carré);
I, moment d'inertie, $I = \frac{bc^2}{12}$;
b, plus petit côté de la section de la poutre ;
c, plus grand côté de la section de la poutre ;
E, coefficient d'élasticité, 1.170 pour le chêne, 1.200 pour le sapin ;
n, distance verticale du centre de gravité de la poutre au point d'appui.

La flèche est donnée par la formule :

$$f = \frac{5PL^4}{384EI}.$$

Conditions d'emploi des diverses essences de bois.

	DÉSIGNATION DES ESPÈCES	POIDS DU MÈTRE CUBE	USAGES AUXQUELS ELLES CONVIENNENT PARTICULIÈREMENT
		kilogram.	
Bois durs	Chêne blanc..	643 à 1015	Bois de charp. par exc. — Pièc. de cuvel. — Cad. de bois. — Boisage à l'ét. de rond.
	Chêne vert...	930 à 1220	Manches d'outils. — Boisage courant.
	Châtaignier..	693 à 1100	Manc. d'outils. — Paniers de mines, craint le mauv. air, résiste bien sous l'eau.
	Orme	743 à 942	Construction des véhicules. — Jantes et raies de roue.
	Hêtre	750 à 852	Pièces qui doivent recevoir une certaine courbure.
	Frêne.......	785	Brancards, flèches des voitures. — Manches d'outils.
Bois résin.	Pin.........	814 à 828	Bois de mine par excellence. — Boisage courant. — Chevalements à cause de la grande hauteur qu'il permet de leur donner.
	Sapin.......	460 à 657	Charpentes légères à grande portée. — Planches pour caisses de wagon, caisses d'aérage, peu propre au boisage des mines bien qu'employé là où il abonde.
	Mélèze......	657	Bois de mine de qualité égale au bois de pin, mais plus rare.
Bois blancs	Peuplier.....	371 à 414	Planc. dont la moll. fait qu'elles résistent bien aux chocs } ne conviennent pas comme bois de mines.
	Tremble.....	602	Planc. pour caisses de wagons, de brouettes, d'emballage
	Bouleau.....	700 à 714	Planches pour canards, lambourdes de cuvelage, etc.
	Charme	756	Chapes de poulies. — Mentonnèts de bocards.
	Aulne.......	555 à 800	Excellent sous l'eau. — Pilotis. — Facile à forer dans le sens de sa longueur, il sert à former des tuyaux de pompe et des tubages définitifs de puits artésiens.
	Acacia......	717 à 820	Chevilles d'assemblage. — Cadres de boisage exceptionnellement. — C'est l'essence qui résiste le mieux au mauvais air.
Bois fins	Buis.........	910 à 1320	Bois de machines, propres par la finesse de leur grain à recevoir le travail du tour.
	Cormier	900 à 914	Pièces frottantes dans les machines.
	Merisier.....	571	Coussinets pour tourillon.
	Pommier	757 à 800	Dents d'engrenages, vis, etc.
	Poirier......	600 à 732	

Dimensions et poids des bois de mines

Désignation des bois — Noms.	Désignation des bois — Nombre de coups de marteau ou marques	Longueur	Circonférence — au petit bout	Circonférence — à 1m,60 du pied — non écorcés.	Circonférence — à 1m,60 du pied — écorcés.	Volumes en décimètres cubes	Poids moyen de l'unité	Nombre de bois nécessaire pour former un stère empilé
		mèt.	mèt.	mèt.	mèt.		kil.	
Combles ou perches — Grands	6 coups	11	0,27	0,54	»	»	»	»
Combles ou perches — Gros 1re classe	5 coups	10	0,24	0,50	»	»	»	»
Combles ou perches — Gros 2e classe	4 coups	9 à 9,50	0,12	0,44	0,41	91	62	7 1/2
Combles ou perches — Gros 3e classe	3 coups	9 à 10	0,17	0,36	0,33	55	39	13
Combles ou perches — Moyens	2 coups	8 à 9	0,12	0,29	0,26	31	20	21
Combles ou perches — Petit 1re classe	1 coup	7 à 8	0,10	0,22	0,20	19	13	33
Combles ou perches — Petit 2e classe	s. d.	6 à 7	0,10	0,17	0,16	10	9	58
Combles ou perches — Petit 3e classe	s	5	»	»	»	5	»	»
Bois de voies — 1re classe	4 coups	2	0,46	»	»	35	26	»
Bois de voies — 2e classe	3 coups	1,80	0,32	»	»	17	17	26
Bois de voies — 3e classe	2 coups	1,30	0,27	»	»	8	9	35
Billes de voies	»	2,10	0,28	»	»	13	»	»
Bois de tailles — 1re classe	»	1	0,23	»	»	4,17	»	»
Bois de tailles — 2e classe	»	0,80	0,22	»	»	3,04	»	»
Bois de tailles — 3e classe	»	0,60	0,20	»	»	1,90	»	»
Rallonges	»	3	0,19	»	»	8,58	»	»
Queues	»	1,20	0,14	»	»	1,88	»	»

Cubage des bois ordinaires. — Les bois s'achètent au mètre cube calculé par le *toisé* dit du *quart réduit*.

On détermine la longueur l de l'arbre, de 20 en 20 centimètres, en négligeant toute fraction en supplément, et on mesure la circonférence ($2\pi R$) au milieu de la longueur et on paie au lieu du cubage réel ($\pi R^2 l$) le cubage exprimé par la formule $\frac{\pi^2 R^2 l}{4}$. Le rapport de ces deux cubages étant $\frac{\pi}{4}$, cela revient à dire que l'on ne compte que 78 0/0 du volume exact.

Certains marchands de bois procèdent par le *cubage cylindrique*. Ils prennent le diamètre 2R au milieu de la longueur l de l'arbre et, assimilant l'arbre à un cylindre, ils ont le volume :

$$\pi R^2 l = \frac{\pi^2 R^2 l}{3,14}.$$

En comparant les divers procédés de cubage, on constate que :

Cubage cylindrique	1.000
— au quart déduit	1.274
— au cinquième déduit	1.592

Un cadre de mines est formé de deux *pieds-droits* légèrement inclinés et d'un *chapeau*.

Le chapeau repose dans une échancrure des pieds droits. Ces assemblages très simples (*fig.* 26 et 27) varient suivant la nature des pressions à contrebalancer.



Fig. 26.
Pression verticale.



Fig. 27.
Pression latérale

La figure 27 montre le dispositif à employer en cas de pressions verticales, c'est le cas le plus fréquent.

Lorsque ce sont les pressions latérales qui se font sentir avec le plus d'intensité, c'est l'assemblage représenté à la figure 27 qu'il faut adopter.

La surveillance la plus active doit porter sur la mise en place des cadres et leur fixation par des coins, assurant, avec les garnissages, la transmission de l'effort direct sur les bois, de façon à éviter les ruptures subites par suite de coups de bélier, chute de pierres dans les *cloches* ou vides du toit, vides qu'il faut ainsi savoir dégarnir complètement, etc.

Le prix des bois varie extrêmement :

Les *bois en grume*, destinés à être débités pour former des charpentes, se vendent de 25 à 50 francs le mètre cube et valent, après débit et façon, de 50 à 150 francs le mètre cube.

Les *rondins*, pour bois de mine, se payent de 18 à 25 francs les 1.000 kilogrammes.

Le prix du *mètre courant* varie, suivant la grosseur, depuis 0 fr. 15 pour les simples *perches* jusqu'à 1 franc pour les grosses *buttes* ayant $0^m,20$ à $0^m,25$ au petit bout.

Frais de boisage. — Les boiseurs sont payés à la tâche à raison de 1 fr. 50 à 2 francs par cadre, suivant la nature du travail. Ce prix comprend l'assemblage et la pose.

Les réparations ne peuvent se faire qu'à la journée et avec des hommes consciencieux; car la surveillance directe, continue et effective dans ce genre de travaux est, la plupart du temps, illusoire.

Pour donner une idée de ce que peut coûter le boisage, on a établi ci-dessous la dépense faite dans deux cas simples :

Galerie boisée avec des cadres sans semelles, dont les *montants* ont 2 mètres, le *chapeau* $1^m,50$. Ces cadres, placés à raison de 1 1/2 par mètre, sont munis de quelques garnissages.

Un cadre demandera $5^m,50$ de buttes. On aura donc, par mètre courant de galerie, $8^m,25$ de buttes, à 0 fr. 60 le mètre...........	$4^f,95$
Garnissage, 10 mètres courants de petits bois à 0 fr. 15..........	1 ,50
Main-d'œuvre pour amener les bois au chantier, les façonner, préparer l'emplacement et faire la pose, sera de 2 francs par cadre, soit par mètre courant..................................	3 ,00
Dépense totale par mètre de galerie..........	$9^f,45$

Puits de 4 mètres sur $1^m,30$ dans œuvre, divisé en trois compartiments : 2 d'extraction et 1 de retour d'air.

Un cadre par mètre se composera de:

			Francs
2 pièces de $4^m,40$..........	= $8^m,80$	Soit $14^m,80$ de bois équarri de $0^m,20$ de côté = 0,592 mètre cube à 80 francs	47,36
2 pièces de $1^m,70$..........	= $3^m,40$		
2 bois de refend de $1^m,30$..	= $2^m,60$		
Total.......	$14^m,80$		

Poteaux dans les angles pour relier les cadres, 4 mètres à 1 franc....	4,00
Garnissage, 25 mètres courants à 0 fr. 15..........................	3,75
Coulantage des compartiments, 5 mètres à 3 francs..................	15,00
Main-d'œuvre de pose et menus frais, non compris le service du jour.	10,00
Dépense totale par mètre de puits...........	80,11

La *dépense totale* faite pour le boisage varie avec la nature des terrains encaissants, celle des couches et la méthode d'exploitation; à titre d'exemple, on peut retenir les chiffres suivants, qui résultent de relevés très exacts faits dans des houillères importantes :

	Frais de boisage par tonne.	Quantité de bois consommée par tonne.
Mines d'Anzin...........	1 fr. à 1f,25	0,025 mètre cube.
Mines de Lens..........	1f,019	
Mines de Montrambert....	1f,39	2m,40 de butte à 0m,16 de diamètre et 1m,30 de planches brutes.
Mines de Bességes.......	0f,562	
Mines de la Grand'Combe.	0f,36	0m,567 de butte.
Mines royales de la haute Silésie (Prusse).......	0f,39	
Mines de Cessous........	0f,837	

Cadres en fer. — De nombreux dispositifs ont été recommandés pour remplacer le bois, de durée toujours limitée malgré tous les palliatifs, par le fer. Le système mixte (*fig.* 28) en fer I et bois, a été appliqué avec succès ; le bois sert alors de butoir après déformation. Ces cadres sont reliés par des tiges en fer. En cas de fortes pressions, ils plient sans se casser et peuvent être utilisés à nouveau.

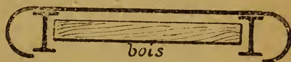


Fig. 28. — Cadre mixte bois et fer.

Malheureusement le prix de revient élevé (25 à 30 francs par cadre), la pose qui coûte cher aussi (5 francs au moins par cadre), élève le coût par mètre courant à 40 francs au minimum. Dans ces conditions, il y a avantage à murailler, d'autant plus que ces cadres spéciaux se posent surtout dans les retours d'air et qu'il y a une grande différence, au point de vue de l'aérage, en faveur du muraillement dans les galeries destinées à la circulation de l'air.

Cadres en béton armé. — On emploie depuis quelque temps dans la fosse Recklinghausen I de la *Harpener-B-A-G* un cadrage spécial en béton armé particulièrement avantageux dans les travers-bancs ou dans les galeries en couche où le bois se pourrit rapidement, la pression des terrains n'étant pas excessive (*fig.* 29).

L'armature en fer de chacun des cadres est construite par des ouvriers spécialistes ; on pilonne ensuite tout autour, dans un châssis en bois convenablement disposé, un mélange d'une partie de ciment et de cinq parties de gravier du Rhin. Le prix de revient de chaque cadre se décompose ainsi :

283kg,0 de gravier du Rhin...............	0 M,78
51 ,6 de ciment.........................	1 M,45
30 ,7 de fer............................	4 M,80
Main-d'œuvre..................	2 M,50
371kg,3 Total..........	9 M,50

Un cadre en fer de mêmes dimensions reviendrait à :

Vieux rails de 36 kilogrammes à 67 M. la tonne...........	19 M,50
Assemblage..	4 à 5 M.
TOTAL..........................	23 à 24 M.

Soit un prix de revient plus de deux fois et demie supérieur au prix d'un cadre entièrement en béton armé.

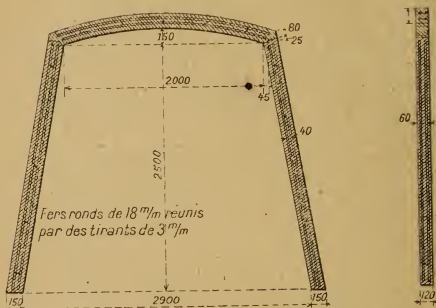


FIG. 29.

Muraillement.

L'emploi du muraillement, malgré l'élévation des frais de premier établissement, est une pratique qui doit tendre à se répandre à mesure que les bois deviennent plus rares et plus chers et à mesure que les mines, devenant plus profondes, doivent, en même temps, devenir plus étendues et les divers travaux d'aménagement durer plus longtemps.

Matériaux à employer. — *Pierres sèches*, parementées avec quelque soin le long des galeries et consolidées par quelques vieux bois formant *parpaing*.

Moellons bruts formés de toute roche dont la schistosité permettra de les obtenir en pierres plates.

Frais de muraillement. — Pour donner l'idée de ce que peut coûter le muraillement, on a établi ci-dessous la dépense faite dans deux cas simples :

Galerie formée de deux pieds-droits d'un mètre de hauteur, fondés de 0m,10 à 0m,20 dans le sol, et ayant de 0m,60 à 1 mètre d'épaisseur, construits en moellons et surmontés d'une voûte en plein cintre d'un mètre de rayon et de 0m,50 d'épaisseur construite en briques :

2 pieds-droits de 1m,20 sur l'épaisseur moyenne de 0m,80 donnent par mètre courant 1m,92 à 11 fr. 60..............................	22f,27
Une voûte d'une brique 1/2 sur 1 mètre de rayon donnera 1mc,37 par mètre courant, à 18 francs (en doublant le prix de la main-d'œuvre à cause de la sujétion qu'entraîne la construction de la voûte)..	24f,66
Dépense totale par mètre de galerie........	46f,93

Cette dépense peut être considérablement réduite si on a les briques à meilleur marché et les moellons dans la mine même.

Briques, dimensions ordinaires : 0m,060 d'épaisseur, 0m,120 de largeur, 0m,240 de longueur, soit 1.728 centimètres cubes. Avec le mortier du joint, une brique occupera 2.275 centimètres cubes, et il en entrera 440 au mètre cube de maçonnerie, 500 en comptant le déchet.

Une brique pèse environ 3 kilogrammes.

Mortier, de préférence hydraulique.

Mortier de chaux grasse : 1 de chaux en pâte pour 2 à 2 1/2 de gros sable.

Deux parties de chaux et 1 partie de sable donnent 2 1/2 parties de mortier.

Un mètre cube de mortier pèse : frais, 1.780 kilogrammes ; sec, 1.640 kilogrammes.

Mortier hydraulique : 1 partie de chaux hydraulique peut prendre jusqu'à 2 parties de sable en formant un mortier dont la dureté croît avec la proportion de sable.

Béton : pour *béton sec :* 0mc,50 de mortier et 0mc,75 de cailloux donnent 1 mètre cube de béton. Les cailloux doivent passer dans un anneau de 0m,050. Le mortier est fait assez consistant et mêlé aux cailloux sur une aire en bois.

Pour *béton immergé*, on compte, par mètre cube, 0mc,60 de mortier et 0mc,80 de cailloux.

Exécution des maçonneries. — *Principe absolu :* Pour faire une bonne maçonnerie, employer du mortier ferme et des matériaux mouillés.

Un *mètre cube* de maçonnerie en place se compose de : 440 à 500 briques et de 2 à 3 hectolitres de mortier.

La *confection d'un mètre cube* de maçonnerie exige :

Trois heures, pour massifs, blocages et remplissages en moellons ;

Quatre à cinq heures, pour murs de fondations en moellons, suivant l'épaisseur ;

Six heures, pour voûtes et murs en élévation de 0m,40 d'épaisseur au moins, en moellons ;

Six à douze heures, pour maçonnerie en briques de plus de $0^m,22$ d'épaisseur, suivant la façon du parement vu ;

Une heure à une heure et demie par mètre carré de cloison en briques de $0^m,06$ d'épaisseur ;

Deux à huit heures par mètre carré de cloison en briques de $0^m,12$ d'épaisseur ;

Quatre à six heures par mètre carré de cloison en briques de $0^m,24$ d'épaisseur.

Dans les *maçonneries souterraines*, il importe de ne laisser aucun vide entre la maçonnerie et le terrain.

Les *galeries muraillées* doivent, autant que possible, être mises au milieu du remblai où elles tiennent mieux, car c'est au droit du massif que se fait la rupture au moment de l'affaissement général du toit sur les remblais.

Dans le *muraillement des puits*, on adoptera, à moins de raisons spéciales, la forme circulaire qui présente les meilleures conditions de résistance, et on donnera à la maçonnerie une épaisseur de $0^m,40$ à $0^m,70$ (1 brique 1/2 à 2 briques).

Prix des matériaux. — Le *prix des matériaux* varie beaucoup avec les localités, mais, pour des évaluations rapides, on peut prendre comme bases de calcul les prix suivants :

Moellons.... 5 francs le mètre cube à pied d'œuvre ;

Briques communes :
- 10 francs le mille fabriquées sur place en tas ;
- 30 francs lorsqu'elles ont à supporter un long voyage ;
- 20 francs dans les conditions moyennes ;

Briques de qualité coûtent souvent plus du double ;

Mortier ordinaire à 1 franc l'hectolitre.

Le *prix du mètre cube* de maçonnerie faite avec ces matériaux s'établira comme suit :

		Maçonnerie	
		en moellons.	en briques.
Matériaux		5^f »	10^f »
Mortier	3 hectolitres à 1 franc..	3 »	» »
	2 hectolitres à 1 franc..	» »	2 »
Main-d'œuvre, journée de maçon et de son aide :	0,6	3 60	» »
	0,5	» »	3 »
Dépense totale par mètre cube.......		$11^f,60$	15^f »

Trous de mines.

Les trous de mines sont forés par percussion au moyen du fleuret ou burin sur l'extrémité duquel on frappe avec la massette. On emploie exceptionnellement la tarière dans les terrains tendres (gypse, calcaire, etc.).

Toutefois l'usage des perforatrices à air comprimé se répand de plus en plus. Ces instruments sont de deux sortes : la perforatrice proprement dite qui agit par rodage, et la bosseyeuse qui agit par percussion.

Le diamètre des trous de mine varie de 25 à 45 millimètres suivant les circonstances, le diamètre le plus employé étant celui de 30 millimètres.

On a généralement avantage, au point de vue de l'effet utile, à condenser la charge en augmentant le diamètre du trou de mine.

Bourrage. — Le bourrage doit être fait soigneusement avec des matières plastiques, de manière à éviter le débourrage. La hauteur n'en doit pas être inférieure à $0^m,20$ pour les premiers 100 grammes de charge, avec addition de $0^m,05$ pour chaque centaine de grammes ajoutée, sans toutefois qu'on soit obligé de dépasser $0^m,50$.

Détonateurs. — La question des détonateurs a une grande importance parce que les explosifs plastiques (dynamite-gomme), ceux à base de chlorate (Cheddite) et les explosifs Favier ne détonent complètement que sous l'action d'un ébranlement moléculaire suffisant, et aussi parce que les détonateurs de qualité défectueuse peuvent occasionner des ratés toujours ennuyeux, sinon dangereux.

Un récent travail de la Commission des substances explosives établit que les détonateurs livrés à la consommation ne contiennent pas toujours la composition ni le poids de matière fulminante indiqués. Il est donc prudent de s'assurer, par des vérifications fréquentes, de la qualité et de la composition des détonateurs employés.

Les meilleurs sont ceux à fulminate de mercure pur, que deux Maisons fabriquent en France.

On trouve également des détonateurs à mélange de chlorate de potasse et de fulminate de mercure, ainsi que des détonateurs à acide picrique qui détonent par l'intermédiaire d'une couche de fulminate de mercure.

Le défaut des détonateurs à composition fulminante est que leur fabrication est très délicate et souvent défectueuse, de sorte que leur emploi revient souvent plus cher que celui des détonateurs à fulminate pur, malgré le prix plus élevé de ces derniers.

Allumage. — L'allumage de la mine se fait soit à l'aide de mèches de sûreté, soit à l'aide d'amorces électriques. La mèche de sûreté brûle à raison d'un mètre environ par minute. Il existe des sortes de mèches différentes pour terrains humides ou pour terrains secs ; il existe également une mèche ignifuge pour mines grisouteuses.

Dans ces dernières mines, l'allumage se fait au moyen d'un pistolet ou d'un allumeur spécial permettant d'enflammer la mèche sans qu'il y ait contact entre la flamme et l'air extérieur.

L'allumage par l'électricité se fait au moyen d'amorces fulminantes

qui sont introduites dans le détonateur à la place de la mèche et enflammées par un courant électrique. Les amorces électriques sont généralement livrées munies du détonateur.

Ces amorces sont de deux sortes : de tension ou de quantité.

Les amorces de quantité, ou à basse tension, sont les plus employées dans les mines grisouteuses, parce qu'elles sont moins susceptibles de produire des étincelles entre les conducteurs. Elles s'emploient avec des exploseurs produisant l'électricité à faible tension (piles, machines magnéto-électriques, exploseur dynamo CG).

Les amorces de quantité s'emploient avec les appareils susceptibles de donner une étincelle (machine Bernhardt, coup de poing Bréguet, Ruggieri, etc...).

Les conducteurs sont généralement en cuivre. Il est plus prudent, pour éviter les courts-circuits, d'employer deux conducteurs séparés, plutôt que réunis, dans un câble, sous la même couche isolante.

Le tir à l'électricité a l'avantage de permettre l'explosion simultanée de plusieurs coups de mine, tout en diminuant les dangers d'inflammation du grisou au moment de l'allumage de la mèche.

Les fils sont disposés soit en dérivation, soit en série, selon les circonstances, et surtout selon les amorces dont on se sert.

Pour celles à basse tension ou à incandescence, le dispositif à dérivation est préférable et, pour les amorces à haute tension ou à étincelle, c'est le dispositif en série qui convient le mieux.

Précautions conseillées pour le tirage des coups de mine. — a. *Pour éviter les ratés.* — 1° Forer les trous de mine droits et réguliers. Curer et éventuellement sécher soigneusement les fourneaux avant le chargement.

2° Faire usage d'explosifs en parfait état de conservation : rejeter les explosifs congelés ou, en ce qui concerne les explosifs au nitrate ammonique, les cartouches humides ou dont l'enveloppe de paraffine est déchirée.

Employer des cartouches d'un diamètre légèrement inférieur à celui du fourneau, et placer ces cartouches bien jointivement en évitant l'interposition de matières étrangères.

Employer une amorce unique d'une force suffisante.

Dans l'amorçage à la mèche : utiliser des mèches de bonne fabrication et les soumettre à quelques essais de vérification; couper la mèche bien nettement; l'introduire soigneusement dans le détonateur et bien opérer le sertissage de celui-ci; vider soigneusement le détonateur de la sciure de bois qui recouvre le fulminate.

Dans le tir électrique : effectuer avec soin les connexions; assurer la fixation du détonateur avec la cartouche amorce, utiliser des conducteurs isolés et des exploseurs bien construits.

4° Bourrer avec soin et précaution, de façon, notamment, à ne pas provoquer la séparation du détonateur ou l'écrasement de la mèche.

5° Faire choix de boutefeux intelligents, soigneux, prudents et instruits des devoirs de leur charge.

b. *Pour prévenir les accidents.* — I. Dans le cas d'une mine amorcée à la mèche qui tarde à faire explosion, interdire l'accès de la mine pendant un temps assez prolongé (les auteurs conseillent vingt-quatre heures). Attendre au moins une demi-heure s'il s'agit du raté d'une mine amorcée au fétu.

Eviter l'interposition de matières étrangères entre les diverses parties de la charge, surtout dans le cas d'emploi peu recommandable de deux mèches.

II. Eviter l'emploi de deux détonateurs dans une même charge. Ne pas utiliser les culots restant après le tir d'une mine.

En cas de raté, creuser le nouveau fourneau de façon à éviter la rencontre du premier.

III. Proscrire le tir simultané de plusieurs mines, sauf par l'électricité.

Eviter le chargement simultané de plusieurs mines destinées à être tirées séparément, quel que soit le mode d'amorçage utilisé.

IV. Proscrire l'usage d'outils métalliques pour le bourrage des mines ; lors du chargement et du bourrâge, même avec des outils en bois, éviter les poussées et les chocs brusques. Ne pas faire emploi de bourres en papier.

Avoir soin de bien calibrer le fourneau et de l'approprier au diamètre des cartouches : celui-ci doit être inférieur à celui du fourneau pour ne pas causer de frottements violents sur les parois ; mais pas trop pour ne pas donner prétexte à l'écrasement de la charge.

L'usage de poudre non encartouchée sera prohibé.

V. Dans l'amorçage au fétu, avoir soin de ne pas exercer de frottement brusque au moyen de l'épinglette.

Proscrire le débourrage des mines ratées.

VI. Lors du tir électrique, le boutefeu doit opérer lui-même les connexions des fils d'amorce aux conducteurs ; il doit être seul porteur de la manivelle de l'exploseur et ne doit pas quitter celui-ci sans avoir déconnecté les conducteurs et enlevé la manivelle ; il est désirable qu'il déroule les conducteurs avant d'opérer les connexions avec les fils d'amorce. Il doit veiller lui-même à ce que tous les accès de la mine à tirer soient gardés et quitter en dernier lieu l'endroit de la mine.

On veillera au bon entretien des exploseurs ; en cas de vérification après un essai infructueux, opérer toujours en plaçant l'exploseur à front de manière à rendre inoffensif tout malentendu.

VII. Les voies donnant accès à une mine à tirer seront soigneusement gardées ; il est désirable que le boutefeu se rende le premier à front après le tirage d'une mine. On évitera spécialement le tir au fétu dans le cas des mines montantes.

Dans le tir à la mèche, avoir soin d'employer une mèche ayant une longueur suffisante en dehors de la mine. Il n'est pas recommandable, pour mettre à feu une mèche, d'employer un autre bout de mèche.

VIII. Dans une galerie rectiligne à front de laquelle on tire une mine, on ne peut se croire en sûreté que si on est protégé par un abri solide et résistant. Pour éviter les projections en ricochet, ne pas se garer dans une galerie faisant un angle obtus avec celle à front de laquelle on mine.

IX. Lorsqu'un raté partiel est possible, rechercher avec soin, avant de déblayer au pic, s'il ne reste pas de cartouches d'explosifs ou des détonateurs qui auraient pu être projetés intacts dans les déblais.

X. Prohiber l'emploi d'explosifs à base de nitroglycérine atteints par la gelée. Dégeler les explosifs au bain-marie avec les précautions voulues.

XI. Éviter l'emploi de feux nus quand on manipule les explosifs, spécialement la poudre.

XII. Manipuler les détonateurs avec de grandes précautions. S'assurer par un examen consciencieux que les détonateurs sont bien fabriqués et notamment que les fils ne peuvent pas jouer dans l'amorce.

Décrets concernant l'empioi des exploseurs. — L'article 217 du décret de 1911 sur l'exploitation des mines de combustibles dit que « dans les mines à grisou, il ne peut être fait usage que d'exploseurs d'un type agréé par le ministre des Travaux publics ».

Un arrêté du 23 février 1912 précise les types d'exploseurs électriques qui pourront être employés. Ce sont les suivants :

I. — Exploseurs de la Sociéte anonyme d'explosifs et de produits chimiques : exploseurs n° 1 ; exploseurs n° 3 ; exploseurs boute-feu (grand, moyen et petit modèles) ;

II. — Exploseurs de la Société générale pour la fabrication de la dynamite : Types BD, BDK (métalliques, cylindriques a section ovale ; types N, D, NF et DF (en chêne, forme parallélipédique) ;

III. — Exploseurs Rousselle et Tournayre : type Siemens et Halske (appareil à dynamo et appareil à magnéto) ;

IV. — Exploseur Virieux ;

V. — Exploseur électrique Davey-Bickford (exploseur pour dix mines).

VI. — Exploseurs « Eclair » de la Société universelle d'explosifs (grand modèle et modèle réduit).

VII. — Exploseurs Paul Gounon (type A, B, AB, C, D et E).

VIII. — Exploseur Boute-feu de la Société anonyme d'explosifs et produits chimiques (type à magnéto).

IX. — Exploseur » Boute-feu » de la Société anonyme d'explosifs et produits chimiques (type 15/20 mines), ne différant du même type

déjà autorisé par l'arrêté du 23 février 1912 que par la forme et les dimensions de la boîte.

Données pour la perforation des trous de mines. — La durée t de la course du marteau est :

$$t = \frac{1}{3} \cdot \frac{60}{n} \text{ en terrains de dureté moyenne ;}$$

$$t = \frac{2}{5} \cdot \frac{60}{n} \text{ en terrains durs.}$$

n, nombre des coups frappés par minute.

La vitesse v de la masse au moment où elle choque le fleuret après une amplitude l de course est :

$$v = \frac{2l}{t}.$$

La puissance vive de la massette de poids P sera :

$$\frac{Pv^2}{2g}.$$

La vitesse d'approfondissement ou vitesse commune de la massette et du fleuret de poids ϖ sera :

$$V = \frac{Pv}{P + \varpi}.$$

La puissance vive commune, après le choc, sera :

$$\frac{V^2 (P + \varpi)}{2g}.$$

Le travail effectif développé par minute :

$$\frac{n\ V^2 (P + \varpi)}{2g}.$$

Avec une massette pesant $2^{kg},5$ et une course de $0^{m},75$, le coup frappé vaut $2^{kgm},5$.

On obtient un travail moyen de 3 kilogrammètres par seconde et par homme, en roche dure, pour un nombre de 70 coups frappés par minute. Avec une masse de 4 à 5 kilogrammes, le coup frappé correspond à $3^{kgm},5$ et, pour un nombre de 50 coups par minute, on effectue un travail de 3 kilogrammètres par seconde, soit $1^{kgm},5$ par seconde et par homme.

Le battage à la massette vaut théoriquement mieux ; mais, étant beaucoup plus pénible, on lui préfère le travail à la masse couple.

L'*avancement mensuel* en galerie de 3 mètres carrés de section mené par 4 hommes par poste de 8 heures est en moyenne de :

2 à 4 mètres dans roches exceptionnellement dures ;
5 à 10 mètres dans des roches dures ;
12 à 16 mètres dans des roches de dureté moyenne ;
20 à 30 mètres dans des roches tendres.

Données numériques sur les galeries de mines.

Section. — La section trapézoïdale est la plus employée, comme permettant le boisage en cadre à trois ou quatre pièces : deux montants, un chapeau et, éventuellement, une semelle dans les terrains qui poussent de bas en haut.

Les dimensions dépendent de celles du matériel roulant qui doit y circuler et de l'aérage. Dans les mines métalliques, on se contente de dimensions plus faibles que dans les houillères où il faut faire face à un roulage intense et faciliter l'aérage.

Il faut (*fig.* 30) pouvoir laisser passer les hommes de chaque côté, ce qui exige au moins 0^m,25, On doit donc avoir, à la hauteur de 1 mètre au-dessus du sol, un espace net, entre bois, de 1^m,10 à 1^m,30 pour les galeries à voie unique, et 2^m,10 pour les galeries à voies doubles.

La hauteur dépend du mode de traction.

Pour chevaux il faut au moins.......	1^m,80
Mulets, ânes........................	1^m,50 à 1^m,60

Dans les houillères non grisouteuses, la section moyenne des galeries de roulage, doit être de 4 mètres carrés. Dans les charbonnages grisouteux, ne pas descendre au-dessous de 5 mètres carrés. Des sections de 8 mètres carrés ne sont pas rares dans les retours d'air.

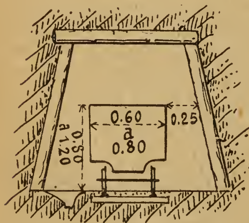


Fig. 30. — Section normale.

Ce chiffre peut s'abaisser à 3 mètres carrés, quand on opère dans des mines métalliques, bien que, au-dessous d'un certain chiffre, il n'y ait plus grande économie, la diminution du cube à extraire étant compensée par la gêne que cause, à l'avancement, un chantier par trop étroit.

Disposition des coups de mine. — A moins qu'il n'existe au front de taille une « rouillure » ou veine de matière tendre, venant à

la rivelaine, qu'il faudrait naturellement enlever au préalable, de façon à dégarnir sa surface en battant ensuite au large par des coups de mines appropriés, il faut, dans un front de taille supposé homogène, creuser les trois ou quatre premiers trous en forme de pyramide renversée, de façon à faire le débouchage. Il y a intérêt à tirer ces quatre coups ensemble (tirage électrique).

On bat ensuite au large en affranchissant soigneusement les angles. Le nombre total des coups varie suivant la roche et surtout suivant l'habileté des ouviers, de 11 à 30. C'est pourquoi il faut toujours faire ces travaux au rocher à l'entreprise, de façon à intéresser l'ouvrier à économiser l'explosif, ou tout au moins en régie co-intéressée à l'économie obtenue par un choix judicieux de l'emplacement des coups.

Consommation d'explosifs. — 5 à 6 kilogrammes de dynamite-gomme par mètre courant, est un chiffre qui n'a rien d'excessif en terrains durs. Le rendement par homme, très variable, oscille entre 150 et 400 hectolitres par journée de huit heures (en général, ces percements se font à trois postes de huit heures chaque).

La direction des travers-bancs doit être matérialisée par deux repères placés le long d'une paroi (et non dans l'axe) qu'on aligne au fil à plomb.

Pente. — Il faut constamment la surveiller,, car si on laisse faire les hommes, ils grimpent et donnent à la sole des pentes invraisemblables pour éviter l'eau. Cette dernière doit être évacuée par une cuvette latérale ou par une cuvette centrale, en cas de très grosse venue, la voie étant posée, dans ce cas, sur un faux plancher.

Galeries en terrains inconsistants aquifères. — Le creusement d'une galerie à travers des terrains ébouleux est un travail courant dans les mines. Il n'offre même pas de grosses difficultés lorsque l'on se trouve en présence de terrains en place de nature ébouleuse, mais homogène : tels que les sables, le charbon menu, etc.

Il n'en est pas de même lorsque l'on rencontre un gros éboulement, On le contourne généralement quand on ne peut pas le relever. Il est des cas cependant où il est difficile de dévier une galerie sans inconvénient. Il faut alors traverser l'éboulement coûte que coûte.

Or il est impossible d'employer dans ce cas le procédé du poussage, car les palplanches, butant contre de gros blocs, ne s'enfonceraient pas. D'autre part, si l'on voulait débiter ces blocs à coups de mine, l'ébranlement résultant de ces tirs aggraverait l'éboulement. Enfin, il est souvent dangereux de pénétrer dans la cloche pour la boiser.

Un problème se pose donc : rendre consistants des terrains qui ne le sont pas (déblais) et remblayer la cloche, ou tout au moins créer, au-dessus de la galerie, un toit suffisamment résistant pour protéger contre la chute des blocs les ouvriers travaillant à l'avancement.

Une application de la cimentation va nous permettre de résoudre ce problème.

Un lait de ciment injecté dans les déblais les rendra compacts, les agglomérera, et, en remblayant la cloche avec du ciment, jusqu'à une certaine hauteur au-dessus de la galerie, on pourra, lorsque ce ciment aura fait prise, poursuivre l'avancement dans des terrains solides et faciles à forer.

Voyons comment sera conduit ce travail :

L'injection du ciment se fera au moyen de l'air comprimé ou de l'eau sous pression.

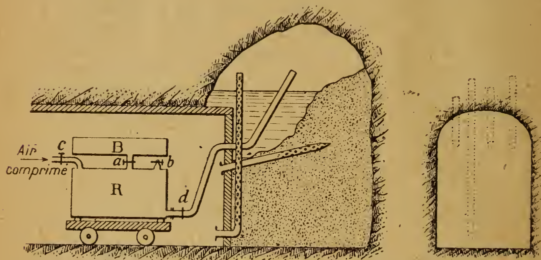


Fig. 31. — Cimentage d'un front de taille inconsistant.

On se servira d'un réservoir R (*fig.* 31), placé le plus près possible du front de taille, et dans lequel on introduira le lait de ciment, préparé dans la bâche B, d'une capacité légèrement supérieure à celle du réservoir. Les robinets *a* et *b* seront fermés (le robinet *b* ayant servi à l'échappement de l'air pendant le remplissage du réservoir); puis l'on ouvrira des robinets *d* du tuyau d'injection et *c* de la conduite d'air comprimé. Le réservoir est alors vidé en trente secondes environ. On peut ainsi injecter 2 tonnes de ciment à l'heure.

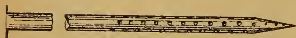


Fig. 32. — Tube pour l'injection du lait de ciment.

Pour l'injection du lait de ciment dans les déblais, on emploie des tubes de fer de 40 à 60 millimètres de diamètre, aplatis à leur extrémité en forme de lance, et percés de trous sur leur périphérie. Ces tubes peuvent ainsi être enfoncés assez profondément, sans se boucher, dans les terrains à consolider.

Pour remblayer la cloche, on commence par construire un barrage le plus près possible de l'éboulement. Dans ce barrage sont fixés des tubes devant servir à l'injection du ciment.

L'extrémité de ces tubes est à différentes hauteurs au-dessus du toit de la galerie.

Ces hauteurs, soigneusement repérées, permettront de se rendre compte, à tout instant, du niveau du ciment injecté. Et, en effet, dès que le ciment arrivera à la hauteur du tube le plus court, il s'écoulera par ce tube à l'extérieur du barrage. On bouchera ce tube et l'on continuera l'injection. Le second tube donnera une deuxième hauteur du niveau du ciment et ainsi du suite. On arrêtera l'injection quand on aura reconnu suffisante l'épaisseur du ciment au-dessus de la galerie.

Pour l'écoulement de l'eau accumulée derrière le barrage, on disposera un tube vertical, percé de nombreux trous sur toute sa longueur.

Par mesure d'économie, on mélangera un peu de sable de laitier au ciment injecté; on augmentera même rapidement la proportion de ce sable, pour achever le remblayage de la cloche, avec du sable pur.

(Ce procédé peut être employé pour combattre un feu ayant pris naissance au-dessus d'une galerie. Dans ce cas, on remplacera le ciment par un mélange d'argile et de cendres de carneaux de chaudières.)

Dans le cas de la cimentation, il est utile de savoir quand le ciment aura fait prise suffisamment pour reprendre l'avancement. Dans ce but, on conservera du lait de ciment dans des boîtes étanches, et l'on essaiera, de temps à autre, le degré de prise de ce ciment avec l'aiguille de Vicat.

Une application de ce procédé a été faite, avec succès, aux mines de Trélys.

Un violent dégagement d'acide carbonique ayant remblayé, sur 70 mètres, un travers-bancs en creusement, en projetant 800 tonnes de déblais, on trouva, en arrivant au front de taille, des terrains fort disloqués. Dans une cloche de grande hauteur, se détachaient constamment des blocs énormes de grès et de schiste dur. Il fut impossible de pénétrer dans cette cloche pour la boiser et la remblayer à la main. Il fallait passer cependant et sans changer la direction du travers-bancs, ce dernier devant servir plus tard à une traction mécanique. On fit un barrage en maçonnerie derrière lequel on injecta du lait de ciment. Le ciment employé fut du ciment demi-lent fourni par la maison Gonon, de Crest. Le lait, composé de 100 kilogrammes de ciment pour 150 litres d'eau, faisait prise en 1 h. 1/4. On injecta 25 tonnes de ciment. Les voûtes du travers-bancs avaient été fendues par le dégagement d'acide carbonique. Elles furent consolidées par cette injection de ciment qui vint ressortir par des petites fissures de la maçonnerie en les obturant à 15 mètres en arrière du barrage.

Huit jours après la fin de l'injection, le barrage fut ouvert en couronne. Le ciment avait bien noyé les blocs et fait prise, mais

il n'était pas assez dur. On attendit huit jours encore avant de reprendre l'avancement. Le durcissement était alors satisfaisant, et on trouva en couronne des terrains rendus compacts par le ciment, dont l'épaisseur au-dessus de la galerie était de 1m,20.

Les ouvriers ont pu dès lors travailler sans danger au front de taille.

Généralement, dans les différents procédés de cimentation, l'injection du lait de ciment se fait de loin, par des tubes qui se bouchent fréquemment et qui s'abîment presque toujours : d'où une dépense assez élevée. Dans le procédé que je viens de décrire, rien de pareil, les tubes n'étant plus parcourus que par de l'air comprimé ou de l'eau sous pression. Si la galerie se fait à la perforation mécanique, on utilisera naturellement la conduite d'air comprimé, pour injecter le lait de ciment par l'intermédiaire du réservoir R.

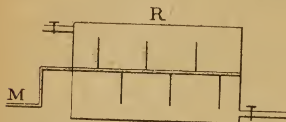


Fig. 33. — Réservoir à lait de ciment.

Ce procédé est donc simple et économique.

Il peut indifféremment servir : 1° à la cimentation de terrains ébouleux ; 2° au remblayage hydraulique d'une cloche ; 3° à combattre les feux dans les couches et dans les remblais schisteux des mines de charbon.

Données numériques sur l'avancement en galerie.

Avancement en galerie. — Supposons qu'il s'agisse d'une *galerie à travers banc* d'environ 3m2,50 de section (2 mètres de largeur sur 2 mètres de hauteur, avec couronne en demi-cercle), — la *journée des ouvriers* ressortant à 4 francs et le *kilogramme de poudre* à 2 fr. 50. — En travaillant à deux postes par jour et en comptant vingt-cinq jours de travail par mois, on aura les résultats consignés dans le tableau suivant :

Schistes tendres.............	65	francs par mètre
Grès et granit...............	80	—
Porphyres, quartzites.........	100	—

Evaluation du vide excavé. — Connaissant ou appréciant le prix du mètre courant de galerie horizontale à petite section dans un terrain donné, on en déduit le prix du mètre cube de vide, et de ce dernier prix on peut conclure le prix d'une autre excavation, de formes et de dimensions données, en employant les coefficients ou *modules de transition* suivants :

Pour une section de 10 à 20 mètres carrés, au lieu de 3m,50, $\frac{1}{2}$ à $\frac{3}{4}$;

Pour une très grande section de 36 mètres carrés, dont 12 à l'avancement et au battage au large et 24 au rebanché :

A l'avancement, $\frac{1}{2}$ à $\frac{3}{4}$;

Au rebanché, $\frac{1}{3}$;

Pour un grand ouvrage à gradins à ciel ouvert, $\frac{1}{4}$;

Pour un ouvrage fait en cheminée montante, 1 $\frac{1}{2}$;

Pour un fonçage, selon que l'on est plus ou moins gêné par les eaux, 1 $\frac{1}{2}$ à 2 ;

Pour un travail en gradins renversés dans un filon :

Dans le cas d'un filon mince, $\frac{2}{3}$ à $\frac{3}{4}$;

Dans le cas d'un filon moyen, $\frac{1}{2}$;

Dans le cas d'un filon puissant, $\frac{1}{3}$ à $\frac{1}{2}$.

Des explosifs.

Les explosifs employés dans les mines sont de trois sortes : la poudre en grains, la poudre comprimée, les dynamites, les explosifs Favier et les cheddites.

Explosifs employés dans les mines non grisouteuses. — *La poudre noire* est surtout employée pour les roches tendres (n° 3) et pour la houille (n° 4). C'est un explosif lent et déflagrant, dont la vitesse de transmission ne dépasse pas quelques mètres par seconde.

Elle est également utilisée pour souffler les masses friables qu'on ne veut pas briser (ardoise, houille). Elle est directement allumée à la mèche, sans l'intermédiaire d'un détonateur,

La poudre en grains, telle qu'elle est vendue par l'État, est de moins en moins employée ; elle est remplacée par la poudre comprimée (densité 1,5), dont l'emploi est plus commode et moins dangereux.

Poudre noire comprimée. — Il est interdit, depuis 1904, d'employer de la poudre en grains à l'état libre (art. 14 du règlement type du Ministère des Travaux Publics du 11 juin 1904 : *La poudre noire doit toujours être introduite en cartouches dans les trous de mines*).

Les charges de poudre noire comprimée sont, à effet égal, de 30

à 40 0/0 inférieures à celles de la poudre noire ordinaire, suivant la nature des roches.

Les dynamites sont employées pour les roches dures. Ce sont des explosifs détonants exigeant l'emploi d'une capsule ou détonateur.

La plus forte des dynamites est la *dynamite-gomme*, d'une densité de 1,75. Son avantage consiste dans sa grande densité qui permet d'emmagasiner plus de force dans un petit volume. Elle a toutefois l'inconvénient de laisser souvent des culots. C'est pourquoi elle exige un détonateur plus fort que la dynamite n° 1. Son prix en France est d'environ 4 francs le kilogramme.

La dynamite n° 1, contenant 75 0/0 de nitroglycérine, est surtout employée pour les roches de dureté nos 2 et 3. Sa densité égale 1,40 et sa puissance est environ trois fois plus grande que celle de la poudre noire. Son prix est de 3 fr. 50 le kilogramme.

Les dynamites sont livrées en cartouches entourées de papier parcheminé.

L'inconvénient des dynamites est de laisser exsuder la nitroglycérine par la chaleur et de geler à + 8°, ce qui nécessite la dangereuse opération du dégel.

La poudre Favier n° 1 est d'une force sensiblement égale à celle de la dynamite n° 1. C'est également un explosif détonant exigeant l'emploi de capsules. Elle est livrée en cartouches entourées de papier paraffiné, d'une densité de 1,1. Son prix est de 3 fr. 50 le kilogramme.

Cette poudre a l'avantage d'offrir une sécurité absolue et d'être insensible au froid comme à la chaleur.

La dynamite n° 2, de même que la poudre Favier n° 2, sont peu employées et sans intérêt.

Cheddite. — Les explosifs à base de chlorate de potasse finement pulvérisé, mélangé à de la nitronaphtaline, fabriqués par la Société Universelle d'Explosifs (anciennement Bergès, Corbin et Cie), 124, rue La Boëtie à Paris), ont pris dans ces dernières années un développement considérable. Découverts par Berthollet (explosion de la poudrerie d'Essonnes, 1788), ces explosifs chloratés ont été pendant plus d'un siècle l'objet de la méfiance générale. Le problème de la stabilité de ces explosifs a été résolu par l'apparition de la cheddite et leur consommation suit une marche rapidement ascendante.

Voici quelques indications sommaires sur les propriétés et avantages de cet explosif nouveau. Il s'enflamme difficilement et, une fois enflammé, il brûle lentement et régulièrement sans explosion.

A l'aide d'une mèche de mine, on a enflammé *en son centre* une masse de plusieurs kilogrammes de cheddite enfermé dans une caisse. Il y a eu combustion sans explosion. En versant de l'eau sur la cheddite enflammée, elle s'éteint immédiatement.

Chocs violents. — La chute d'un mouton en fer sur une enclume,

sur laquelle on a étendu de la cheddite, ne provoque de détonation qu'à l'endroit percuté, mais *sans propagation.*

La cheddite *ne gèle pas*, puisqu'elle ne contient aucun produit susceptible de geler. Son emploi est donc tout particulièrement avantageux durant l'hiver et dans les pays froids, car il met à l'abri des accidents fréquents et toujours à redouter avec les dynamites (ou autres explosifs à base de nitro-glycérine) gelées soit à l'emploi, soit pendant l'opération si dangereuse du dégelage.

La cheddite ne donne jamais lieu à des exsudations dangereuses, même par les plus fortes chaleurs, car elle ne contient aucun produit liquide explosif. *Son emploi est donc tout indiqué pour les pays tropicaux.*

La stabilité chimique de la *cheddite* est absolue et indéfinie, quelle que soit la durée de conservation et les conditions de magasinage.

Telle qu'elle est livrée, la *cheddite* résiste parfaitement aux actions prolongées et alternées de la chaleur, du froid, de la sécheresse et de l'humidité.

Des caisses ont été conservées pendant plusieurs années dans des locaux alternativement secs et humides, et la *cheddite* n'a rien perdu de ses qualités de stabilité, de bonne explosibilité et de puissance.

Les qualités de sécurité de la *cheddite* ont été officiellement reconnues par un grand nombre d'expertises, et la sanction a été l'acceptation de cet explosif au transport sur les chemins de fer dans tous les pays ou il a été présenté : en France et Algérie, Allemagne, Angleterre, Belgique, Grèce, Italie, Russie, Suisse, Tonkin, Tunisie, Uruguay, etc., etc.

En France, la *cheddite* est acceptée par les chemins de fer sous le régime des poudres noires.

Dans l'Empire allemand, la *cheddite* est classée comme explosif de sûreté pour le transport par fer au détail.

En Grande-Bretagne, la *cheddite* est officiellement autorisée pour la fabrication, l'importation, le transport et la vente avec les seules conditions d'emballage de la poudre noire, et non pas des dynamites.

En Suisse, la *cheddite* est classée parmi les explosifs de sûreté pour les transports par fer.

Avantages de la cheddite. — 1° Facilité, simplicité et sécurité de fabrication ;

2° Sécurité de transport, de conservation, de manipulation et d'emploi ;

3° Résistance complète aux intempéries et aux agents atmosphériques, permettant le transport, la conservation et l'emploi sous tous les climats et en toutes saisons. La *cheddite* ne gèle pas et n'exsude pas ;

4° Facilité et sûreté de chargement, pour tous genres de travaux : travaux à ciel ouvert, souterrains et galeries, travaux secs, humides

et dans l'eau, travaux dans les roches de dureté les plus variables ;

5° Densité élevée n'exigeant pas l'emploi de trous de mine d'un diamètre supérieur à ceux que nécessite la dynamite ;

6° Détonation assurée avec un bourrage suffisant dans les trous de mine, avec des amorces puissantes et de bonne qualité (n° 7 ou 8, force 1 1/2 gramme, ou 2 grammes) ;

7° Production, au moment de la détonation, de gaz auxquels les mineurs s'habituent très rapidement, contrairement à ce qui se passe pour les explosifs à base de nitroglycérine, qui provoquent la céphalalgie chez les mineurs ;

8° Puissance correspondante, suivant les types et les charges employés à celle des divers explosifs en usage : poudres noires, poudres comprimées, explosifs à base de nitrate d'ammoniaque, dynamites ;

9° Prix de vente inférieur à celui des explosifs en usage à rendement égal.

Tirage. — Il faut employer de forts détonateurs, chargés de 1 gramme à $1^{gr},5$ de fulminate de mercure.

Il existe toute une gamme de *cheddite* pouvant répondre à tous les besoins, savoir :

La *cheddite n°* 4 (qualité progressive) produit, convenablement employée, des effets de rupture et de dislocation sans broyage comparables à ceux de la poudre noire, mais avec des charges *notablement moindres.*

La *cheddite n°* 3 (qualité peu brisante) produit également des effets de rupture sans broyage, comme le n° 4, en employant des *charges réduites.* Ces charges seront à peu près :

3 fois moindres que celles de la poudre noire en *grains ;*

Environ 2 fois moindres que celles de la poudre *noire comprimée ;*

Égales ou légèrement inférieures, suivant les cas, à celles des *poudres à base de nitrate d'ammoniaque*, et de la *dynamite ordinaire* à 75 0/0 de nitroglycérine, dite n° 1.

Ces deux qualités n° 4 et 3 conviennent très bien pour l'exploitation des carrières, pour les travaux en tranchées, à ciel ouvert, ou dans les grands abatages en roche de moyenne dureté et, d'une façon générale, toutes les fois qu'on veut diviser la roche sans la broyer.

La *cheddite n°* 2 (qualité brisante) est d'une puissance pratique :

3 fois plus grande que celle de la *poudre noire ordinaire ;*

Équivalente à celle de la *dynamite gélatinée n°* 1 ;

Se rapprochant, dans quelques cas, de celle des *dynamites-gommes* fortes.

Cette qualité n° 2 trouve son application dans tous les cas où on ne tient pas essentiellement à conserver de gros blocs, dans les abatages en roche dure ou dans les galeries, où elle donne toujours des résultats au moins égaux à ceux de la dynamite gélatinée.

La *cheddite n°* 1 (qualité très brisante) est employée dans les travaux

en galeries étroites, dans les roches très dures et donne des résultats à peu près équivalents à ceux des dynamites-gommes.

Ce type n° 1 est couramment vendu à l'étranger depuis plusieurs années, mais sa vente n'est pas encore autorisée en France. Le décret l'autorisant est toutefois à la veille de paraître.

Explosifs employés dans les mines grisouteuses. — Ces explosifs sont tous à base d'azotate d'ammonium et divisés en deux groupes : ceux contenant de la nitroglycérine (grisoutines) et les explosifs Favier (grisounites). Leur puissance est inférieure à celle de la dynamite n° 1.

Les explosifs destinés à être employés dans les mines grisouteuses ou poussiéreuses doivent satisfaire aux deux conditions suivantes de la circulaire ministérielle du 1er août 1890 :

1° Les produits de leur détonation ne doivent contenir aucun élément combustible, tel que hydrogène, oxyde de carbone, carbone solide, etc... ;

2° Leur température de détonation doit être inférieure à 1.900° pour les travaux dans le rocher et à 1.500° pour ceux en couche.

Chaque cartouche doit porter une étiquette indiquant sa composition pour permettre aux exploitants de vérifier eux-mêmes la température de détonation au moyen de la formule suivante :

$$pF + p'F' + p''F'' + \ldots = \alpha CO^2 + \beta H^2O + \gamma ClH + \delta O^2 + \varepsilon Az + \lambda P.$$

Comme exemple d'application de cette formule, cherchons quelle est la température de détonation de la grisounite-Favier pour l'emploi au rocher, ou grisounite-roche.

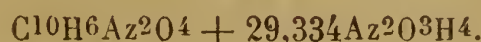
Cette poudre a la composition suivante :

Nitrate d'ammoniaque......	91,5
Binitronaphtaline..........	8,5
	100,0

Sa formule s'écrit donc :

$$\frac{8,5}{218}\overset{\text{Binitronaphtaline}}{\overbrace{C^{10}H^6Az^2O^4}} + \frac{91,5}{80}\overset{\text{Nitr. d'amm.}}{\overbrace{Az^2O^3H^4}},$$

ou encore



$$C^{10}H^6Az^2O^4 + 29,334Az^2O^3H^4.$$

Et la formule de décomposition est la suivante :

$$C^{10}H^6Az^2O^4 + 29,334Az^2O^3H^4 = 10CO^2 + 61,668H^2O + \frac{10,334}{2}O^2 + \frac{60,668}{2}Az^2.$$

Nous pouvons donc poser :

$$p=1\ ;\ p'=29,334\ ;\ \alpha=10\ ;\ \beta=61,668\ ;\ \delta=\frac{10,334}{2}=5,167\ ;\ \varepsilon=\frac{60,668}{2}=30,334.$$

D'autre part, les chaleurs de formation des deux composants sont pour le nitrate d'ammoniaque $f' = + 87°,3$, pour la binitronaphtaline $f = - 24°$ (Berthelot et Vieille).

D'où, en appliquant la formule connue :

$$Q = 94\alpha + 58,2\beta - (pf + p'f') + 0,54(\alpha + \beta + \delta + \varepsilon),$$

on a :

$$Q = 2032,4902.$$

La quantité Q étant connue, on a la température de détonation par la formule de Mallard et Le Chatelier :

$$t = \frac{-a + \sqrt{a^2 + 4bQ}}{2b},$$

ou :

$$\begin{cases} a = 6,26\alpha + 5,61\beta + 4,8(\delta + \varepsilon) \\ b = 0,0037\alpha + 0,0033\beta + 0,006(\delta + \varepsilon). \end{cases}$$

Q étant ici exprimé en petites calories, nous prendrons pour sa valeur le nombre 2032490,2.

On obtient finalement :

$$t = 1891°.$$

Puissance comparée des différents explosifs. — Au cours de ses recherches sur les explosifs, le bureau des mines des États-Unis s'est livré à des expériences ayant pour but de déterminer l'énergie potentielle, le pouvoir brisant et la puissance de propulsion de quelques-uns des explosifs d'un usage courant.

L'énergie potentielle a été mesurée au moyen de la bombe calorimétrique à eau.

Le pouvoir brisant a été évalué en se servant de l'appareil enregistreur Mettegang et de masses de plomb Trauzel.

La puissance de propulsion a été mesurée avec l'appareil Bichel et au moyen du pendule balistique.

Le tableau ci-après donne les résultats de ces expériences, ainsi que la composition approximative des divers explosifs utilisés. Les pourcentages indiqués sont rapportés à la dynamite normale à 40 0/0 de nitroglycérine, dont les divers effets ont été cotés 100 0/0.

Circulaire relative à l'emploi des explosifs. — Une circulaire du 27 février 1912, du ministre des Travaux publics, commente l'article 179 du décret du 18 août 1911 sur l'exploitation des mines de combustibles. Cet article concerne l'emploi d'explosifs dans les mines grisouteuses et poussiéreuses. L'usage de la poudre noire y est interdit et aucun autre explosif ne peut y être employé que sous les conditions fixées par trois arrêtés spéciaux, tous datés du 27 février 1912.

Ces trois arrêtés autorisent, dans les mines grisouteuses et dans les

	Composition centésimale									Pourcentage		
	Nitro-glycérine	Matière combustible	AzO^3Na	Zn O, CO^3 Ca, CO^3 Mg	Composés nitreux	AzO^3. AzH^4	Nitro-cellulose	S	C	Énergie potentielle	Pouvoir brisant	Puissance de propulsion
Dynamite normale à 30 0/0 de nitro-glycérine	30	17 (*a*)	52	1	»	»	»	»	»	93,1	84,1	96,8
Dynamite normale à 40 0/0 de nitro-glycérine	40	15 (*b*)	44	1	»	»	»	»	»	100,0	100,0	100,0
Dynamite normale à 50 0/0 de nitro-glycérine	50	14 (*b*)	35	1	»	»	»	»	»	111,0	109,2	107,4
Dynamite normale à 60 0/0 de nitro-glycérine	60	16 (*b*)	23	1	»	»	»	»	»	104,0	119,8	114,9
Dynamite incongelable à 40 0/0	30	15 (*b*)	44	1	10	»	»	»	»	»	»	»
Dynamite incongelable à 60 0/0	45	16 (*b*)	23	1	15	»	»	»	»	60,2	93,5	91,2
Ammōnia-dynamite à 40 0/0	22	15 (*a*)	42	1	»	20	»	»	»	101,8	67,9	99,1
Dynamite-gomme à 40 0/0	33	13 (*a*)	52	1	»	»	1	»	»	105,7	78,4	95,8
Poudre en grains à 5 0/0 de nitro-glycérine	5	35 (*c*)	60	»	»	»	»	»	»	67,6	21,6	53,3
Poudre noire	»	»	73	»	»	»	»	11	16	71,6	6,8	58,6

a) Soufre, charbon et résine.
b) Poussière de bois uniquement.
c) Poussière de bois, farine et soufre.

mines poussiéreuses de 1re et de 2e catégories, l'emploi des explosifs désignés ci-après :

Grisou-naphtalite-couche, avec ou sans salpêtre, ayant pour composition :

Trinitronaphtaline	5	5
Nitrate d'ammoniaque	65	90
Nitrate de potasse	»	5

Grisou-dynamite-couche, avec ou sans salpêtre, ayant pour composition :

Nitroglycérine	12,0	12,0
Coton azotique	0,5	0,5
Nitrate d'ammoniaque	87,5	82,5
Nitrate de potasse	»	5,0

Les charges maxima de ces explosifs, par coup de mine, sont ainsi fixées :

Trous forés dans la couche	500 grammes
Trous forés dans la pierre (y compris les toits et murs des couches)	1.000 —

Dynamite-gomme ordinaire :

Nitroglycérine	92 à 93 p. 0/0
Coton azotique	7 à 8 —

Dynamite-gomme à la potasse :

Nitroglycérine	82 à 83 p. 0/0
Coton azotique	5 à 6 —
Nitrate de potasse	9 à 10 —
Cellulose	2 à 3 —

Explosifs Favier n° 1 :

Nitrate d'ammoniaque	87,4
Binitronaphtaline	12,6

Grisou-naphtalite-roche, avec ou sans salpêtre, ayant pour composition :

Binitronaphtaline	8,5	8,5
Nitrate d'ammoniaque	91,5	86,5
Nitrate de potasse	»	5,0

Grisou-dynamite-roche, avec ou sans salpêtre, ayant pour composition :

Nitroglycérine	29,8	29,0
Coton azotique	1,8	1,0
Nitrate d'ammoniaque	70,0	65,0
Nitrate de potasse	»	5,0

Il est à remarqner que l'énergie potentielle de l'ammonia-dynamite à 40 0/0 et celle de la dynamite-gomme à 40 0/0, énergie qui représente le travail théorique maximum que l'explosif peut fournir, sont plus élevées que celle de la dynamite normale; mais le pouvoir brisant et la puissance de propulsion de ces deux premiers explosifs, qui constituent leur effet utile, sont inférieurs à ceux de la dynamite normale. Par suite, la dynamite normale est d'un emploi plus économique que les autres explosifs. Néanmoins l'ammonia-dynamite et la dynamite-gomme seront plus efficaces et moins onéreuses quand il s'agira de certains travaux demandant un puissant effort de propulsion et un effet brisant relativement faible.

Par exemple : pour briser une roche tendre, la dynamite normale entre trop vite en action, vu son pouvoir considérable de percussion, tandis que les deux autres explosifs, qui ont pratiquement la même puissance de propulsion, mais un effet brisant bien moindre, conviendraient mieux.

La poudre noire n'a qu'nn pouvoir brisant d'un tiers seulement de celui de la poudre en grains à 5 0/0 de nitroglycérine.

GRISOUTINE

Les seuls explosifs pour mines grisouteuses employés en France sont les suivants :

1° Les mélanges de dynamite n° 1 et d'azotate d'ammonium dans lequel la proportion de dynamite ne doit pas dépasser 40 0/0 pour les travaux en roche et 20 0/0 pour les travaux en couche ;

2° Les mélanges de dynamite-gomme d'azotate d'ammonium dans lesquels la proportion de dynamite-gomme ne dépasse pas 30 0/0 pour les travaux en roche et 10 0/0 pour les travaux en couche.

Ces deux catégories constituent les « Grisoutines ».

3° Le mélange de binitronaphtaline et d'azotate d'ammonium dans lequel la proportion de binitronaphtaline ne dépasse pas 8,5 0/0 (travaux en roche) ;

4° Le mélange de trinitronaphtaline et d'azotate d'ammonium dans lequel la proportion trinitronaphtaline ne dépasse pas 4,5 0/0 (travaux en couche).

Ces deux catégories constituent les « Grisoutines-Favier » qui ont pris, dans ces dernières annees, une extension considérable.

Le développement de la poudre Favier a été stimulé par les mesures prises en 1901, à la suite de l'explosion d'Aniche, en vue du transport et du dépôt des explosifs. On sait que depuis lors les *dépôts souterrains* sont établis suivant toutes les règles de l'art ; il en existe maintenant dans la moitié des exploitations ; mais l'autre moitié, se servant exclusivement des explosifs Favier, n'en possède pas.

Le premier règlement sur les mines à grisou date de 1887, la réglementation des explosifs de sécurité de 1890; ces règlements ont été remaniés en 1898 et enfin, en 1908, complétés par les mesures relatives aux poussières.

De ces mesures, l'*arrêt-barrage* de M. Taffanel, aussitôt imaginé, a rencontré une très grande faveur et, par un grand effort auquel l'Administration se doit de rendre hommage, 900 de ces installations ont été faites en six mois, après leur première apparition.

En ce qui concerne plus spécialement l'emploi des *explosifs*, la poudre noire était seule utilisée au début (*fig.* 34); l'emploi de la dynamite et en particulier de la dynamite-gomme, s'est répandu entre 1880 et 1899; toutefois les explosifs ont été temporairement bannis des mines très grisouteuses jusqu'à l'apparition des explosifs de sûreté en 1890. La poudre noire a commencé à disparaître des mines, non grisouteuses en 1896. A la même époque, apparaissent les explosifs Favier qui ont pris depuis lors un si grand développement en raison de leur sécurité de manutention.

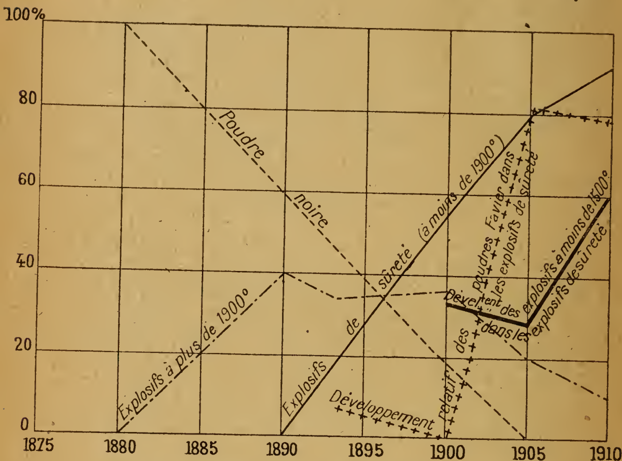


Fig. 34. — Répartition des explosifs par catégorie.

Le tableau suivant fait connaître la consommation, par tonne de

houille brute extraite, des principales catégories d'explosifs depuis une vingtaine d'années.

	ANNÉES			
	1893	1900	1905	1910
Poudre et explosifs par tonne brute.	31gr,6	29gr,5	34gr,8	40gr,7
Proportion de la poudre noire....	48,5 0/0	18,5 0/0		
Proportion des explosifs à plus de 1.900°....................	34,8	35,9	20 0/0	9 0/0
Proportion des explosifs à moins de 1.900°....................	16,7	55,6	80	91
Proportion des explosifs à moins de 1.500°....................	»	33,1	27,9	59,6
Proportion des explosifs Favier dans les explosifs de sûreté....	7	1,2	82	79

Réglementation des explosifs. — Vu leur absolue sécurité, il n'existe aucune prescription relative au transport et à l'emmagasinage des Explosifs Favier, de la Cheddite et de l'explosif Promethié, à condition que les détonateurs soient transportés et emmagasinés séparément.

Par contre, les dynamites sont soumises à une réglementation assez sévère découlant tant de la loi du 8 mars 1875 que d'une série de décrets successifs.

Obtention. — Les demandes de dynamite doivent être visées par le maire et adressées au préfet du département où se trouve le dépôt.

Transport. — Les dynamites voyagent dans la première catégorie des matières dangereuses.

Les transports par voiture doivent être escortés par la force publique.

Conservation. — La dynamite ne peut être conservée que pendant huit jours au plus, à moins d'une autorisation accordée dans les formes prévues par le décret du 29 août 1875.

Emmagasinage à la surface. — Il ne peut être créé de dépôt de dynamite qu'après une autorisation qui fait l'objet d'un décret, lequel décret détermine les conditions d'établissement du dépôt ainsi que la quantité maximum d'explosif qui peut être emmagasinée.

La dynamitière doit être construite de manière que les cartouches soient, autant que possible, à l'abri de la gelée en même temps que de l'humidité.

EN AUCUN CAS, LES AMORCES NE PEUVENT ÊTRE CONSERVÉES DANS LE MÊME LOCAL QUE LA DYNAMITE.

Les cartouches ne doivent être remises aux ouvriers que par petite

quantité, au fur et à mesure des besoins, dans un état parfaitement normal et de fabrication récente. Il est particulièrement interdit de délivrer de la dynamite gelée.

Emmagasinage au fond. — Pour la conservation au fond, la dynamite est soumise aux stipulations du décret du 23 décembre 1901 qui prescrit les conditions d'établissement et de fonctionnement du dépôt, LEQUEL NE PEUT, EN AUCUN CAS, CONTENIR SIMULTANÉMENT DE LA POUDRE NOIRE AVEC UN EXPLOSIF DÉTONANT.

De plus, chaque caisse doit être placée dans une niche, creusée dans la pierre, épousant la forme de ladite caisse. La température de ce dépôt ne doit pas descendre au-dessous de 8° ni monter au-dessus de 30°.

Cette réglementation au fond s'applique à tous les explosifs détonants, mais le ministre se réserve d'autoriser des dérogations quand il s'agit d'Explosif Favier.

Le danger du gel est considérablement diminué en employant la dynamite « Antigel » dont le point de congélation est de — 15°, température qui n'est qu'exceptionnellement atteinte dans nos régions. Ces explosifs de sûreté sont fabriqués par la Société des Poudres et Dynamites d'Arendonck, près Turnhout (Belgique).

Emploi. — Les cartouches seront tenues, par les ouvriers auxquels elles auront été délivrées, à l'abri de la gelée, de l'humidité et de tout danger de feu par le voisinage de lampes, etc. Elles seront séparées de tout approvisionnement d'amorces, lesquelles devront être placées à un intervalle de 5 mètres au moins.

Lorsqu'elles seront en certaine quantité, elles devront être conservées dans des boîtes en bois, munies d'un couvercle maintenu fermé par son propre poids, et fixées, autant que possible, contre les cadres de boisage des galeries dans les ouvrages souterrains ; elles devront être tenues tout au moins à l'abri des chocs directs de l'air, dans tous les cas à l'abri des éboulements, et particulièrement de ceux qui pourraient résulter de l'explosion des coups de mine.

Il doit être formellement interdit :

1° D'employer des cartouches gelées ou incomplètement dégelées ;

2° De chercher à *ramollir* des cartouches durcies par le froid en les *exposant directement au feu*, en les plaçant devant les cheminées, sur des poêles, sur des cendres chaudes, etc., en les mettant dans l'eau, à cause de la détérioration dangereuse qui peut en résulter pour la matière qui les compose.

Les cartouches suspectes doivent être remises aux surveillants, qui les feront dégeler dans des vases spéciaux au bain-marie simplement tiède, ou mieux par un séjour prolongé dans des espaces clos, à température douce et constante, sans intervention directe d'aucun foyer. Dans ce dernier cas, ces dépôts, qui ne devraient jamais contenir plus de 5 kilogrammes de dynamite, correspondraient à la troisième des catégories établies par l'article 16 du règlement d'adminis-

tration publique du 24 août 1875 et seraient soumis aux mêmes formalités d'autorisation ;

3° De chercher à briser ou à couper des cartouches ainsi gelées totalement ou partiellement ;

4° D'amorcer plus de cartouches qu'on ne doit en utiliser immédiatement et de conserver des cartouches amorcées.

Toute cartouche amorcée et non utilisée doit être *séparée de son amorce* et mise en lieu sûr. Si une cartouche amorcée est *gelée*, elle ne devra être désamorcée qu'*après avoir été dégelée* avec les précautions voulues ;

5° D'employer des bourroirs en fer ou en métal pour le chargement des coups de mine et de procéder par chocs au bourrage ;

6° D'introduire dans la charge d'autre cartouche amorcée que la cartouche amorce proprement dite, laquelle doit être placée au-dessus de cette charge avec un soin particulier ;

7° De revenir sur une mine ratée, qu'elle soit isolée ou fasse partie d'une série de coups, sans avoir laissé écouler *un délai d'une heure au moins*, et, dans tous les cas, de chercher à *débourrer* un coup raté, *sous quelque prétexte que ce soit ;*

8° De reprendre les coups ayant fait canon, ainsi que les culots ou fonds de trous restés intacts après l'explosion, soit pour les approfondir, soit pour les charger à nouveau, soit pour en retirer les cartouches ou portions de cartouches non brûlées qui pourraient y être restées.

Les trous faits au voisinage soit des coups ratés, soit des coups ayant fait canon ou des culots, doivent être placés à une distance des premiers telle qu'il existe au moins 20 centimètres d'intervalle dans tous les sens entre l'ancienne charge et le nouveau trou, cette distance devant être augmentée s'il y avait lieu de craindre que la nitroglycérine ne se fût répandue dans la roche, à travers des fissures.

On devra se défier de l'emploi de la poudre dans les trous de mines pour faire détoner la dynamite, dont l'explosion peut ainsi n'être pas déterminée d'une manière franche et complète.

En cas de tirage à l'électricité, la manivelle des machines électriques statiques sera toujours entre les mains du chef de poste préposé au tirage, qui ne la mettra en place qu'au moment d'allumer les coups.

Les dépôts d'explosifs seront séparés des locaux où sont placés les générateurs d'électricité.

(Extrait de la circulaire ministérielle en date du 11 juin 1889.)

Voir à la fin du volume les arrêtés ministériels récents relatifs à l'emploi des explosifs dans les mines de combustibles.

SONDAGES

On distingue parmi les procédés ordinaires de sondages :

A) Sondage par battage (au trépan)	1° Sondage à la tige avec curage	continu discontinu.
	2° Sondage à la corde.	
B) Sondage par rodage	....	au diamant à la grenaille.

Sondage par battage.

Dans les sondages par battage, au trépan, on trouve : 1° un attirail extérieur qui comprend le *levier de battage* mû à la *machine motrice* et un chevalement-abri combiné avec l'*appareil de levage* et *de manœuvre;* 2° la sonde proprement dite, qui se compose de : la *tête de sonde*, qui la relie au levier de battage; les *rallonges*, qui forment les tronçons dont l'ensemble forme la tige; le *joint* ou *coulisse*, qui assemble la tige au *trépan* ou aux appareils de *curage.*

La tête de sonde munie de l'*étrier* qui sert à la suspendre, est quelquefois à vis et index gradué servant à mesurer avec précision le degré d'approfondissement compté, pour les longueurs importantes, par nombre des rallonges.

La section des rallonges est généralement de forme carrée afin de permettre l'usage de la *clef de retenue* et du *tourne-à-gauche.* Elles sont en bois ou en fer, Leur mode d'assemblage est à vis ou à enfourchement.

La plupart des sondeurs emploient des tiges terminées à leur deux extrémités par une vis ; on les assemble alors par un manchon.

La tige est souvent maintenue dans l'axe du trou de sonde par des *guides* ou *lanternes;* elle porte, de distance en distance, des *parachutes*, sortes de chapeau en cuir dont la concavité est tournée vers le bas.

Avec l'ancienne coulisse d'Œynhausen, le trépan restait solidaire du mouvement de la tige jusqu'au moment où il touche le sol. Avec les *joints à chute libre*, le trépan tombe, à un moment donné, par son propre poids, et sa force visée, à l'instant du choc, ne dépend plus que de sa hauteur de chute ; elle est absolument indépendante du mouvement de la tige. Les divers types sont les joints Fabien, Arrault, Léon Dru à réaction d'eau, etc.

Pour les sondages de grand diamètre qui nécessitent de lourds trépans, on emploie des joints à chute libre munis de déclics robustes et précis tels que les joints à poids mort de Lippmann, d'Arrault, etc.

En fait de trépan, nous trouvons une grande variété de types : *trépans simples*, à bonnet carré, à téton, à joues, à oreilles ; *trépans composés* formés d'une carcasse dans laquelle on implante à l'aide de boulons un certain nombre de trépans amovibles élémentaires ou dents.

Parmi les trépans composés, nous citerons les trépans en double Y, en double marteau. La *cuiller* ou *tarière à glaise* fonctionne par rodage hélicoïdal dans les terres argileuses et permet de remonter une *carotte témoin*. C'est avec cet instrument que nous avons pu dresser, en 1887, par courbes de niveau, le relief souterrain des amas interstratifiés de *sables phosphatés* dans la région de Beauval et de Puchevillers (Somme).

En général, le curage des sondages au trépan se fait avec la *cloche à soupape*, *à boulet* ou à *clapets*. Quand on veut retirer des *témoins* (échantillon du terrain traversé), on se sert du *découpeur*, de l'*emporte-pièce* d'Arrault auquel on adapte quelquefois *une boussole*, ce qui permet de relever l'orientation exacte du témoin. Cet appareil d'Arrault a servi de prototype aux nombreux *stratamètres* dont on fait couramment usage à présent dans les sondages par rodage qui sont les plus employés pour les recherches et études de gîtes miniers.

La manœuvre du battage se fait à l'aide du *levier de battage* appelé aussi *balancier* ou *bascule*. Ce levier est divisé par son pivot, en deux bras inégaux, le plus petit supportant la sonde à laquelle il est attelé par une courte chaîne, le plus grand se mouvant, sous l'action d'un moteur, entre deux guides latéraux dressés bien verticalement ; sa course est comprise entre deux buttoirs ; le buttoir supérieur, muni ordinairement de ressorts est destiné, à amortir le choc, tandis que le buttoir inférieur est frappé dès que la sonde atteint le sol et ce choc provoque le déclanchement du joint à réaction et, par suite, la frappe énergique du trépan.

Les nombreux sondages au trépan que nous avons dirigés en notre qualité de chef des dérochements du canal interocéanique de Panama et ceux que nous avons conduits autour des chotts tunisiens ont été effectués à l'aide du balancier combiné par Léon Dru.

Si le *tubage* des trous de sonde n'a pour but que de parer simplement jusqu'à l'achèvement du trou à toute chute des terres traversées, on se contente du tubage *simple*. Une fois le tube posé, on ne peut plus continuer le fonçage qu'avec un trépan de moindre diamètre. Si l'on veut avoir un revêtement étanche, on pratique le tubage complet avec coulage, parfois de ciment fluide, entre les différents tubes emboîtés. On adopte quelquefois le tubage *télescopique* et aussi le tubage par *colonnes perdues*. Ce dernier mode est le plus économique, car on se contente de colonnes isolées, ne se rejoignant pas, de diamètres nécessairement décroissants de haut en bas, tubes isolés qu'on ne loge qu'aux *passées* dangereuses ou aquifères.

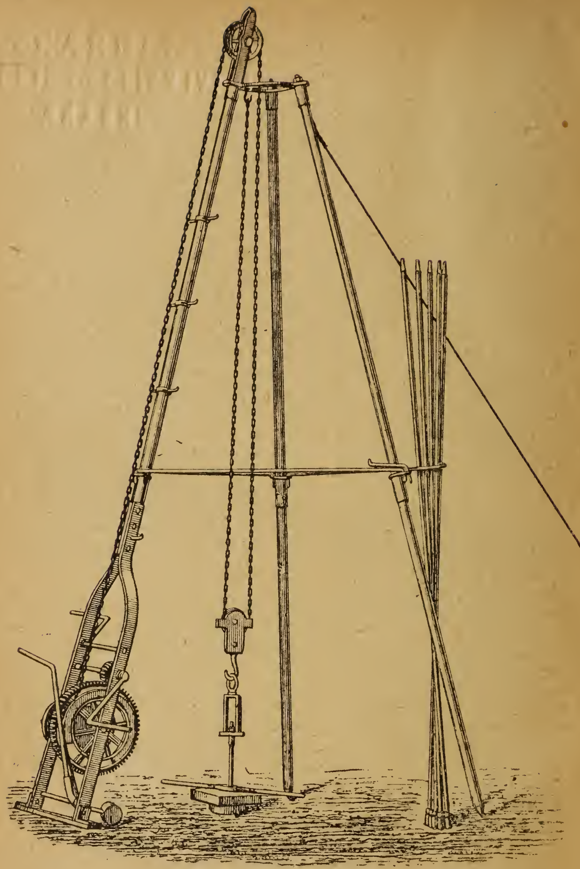


Fig. 35. — Appareil démontable, transportable à dos de mulet, utilisé par M. Roux-Brahic pour certains sondages à Panama, en Tunisie, etc.

Avant de tuber, il faut effectuer, à l'aide des *alésoirs*, un alésage du trou de sonde, afin de donner à la section sur toute la hauteur à tuber, une forme rigoureusement circulaire.

L'enfoncement d'une colonne de tube est une opération délicate que nous ne pouvons décrire ici dans tous les détails particuliers importants qu'elle comporte.

Les sondages sont sujets à une suite de maladies pour lesquelles on n'est point à court de remèdes, mais ils sont difficiles à appliquer et nous devons recommander, en cas d'accident, de recourir toujours à un praticien très expérimenté.

Parmi les procedés de sondages par battage et à curage continu, nous citerons :

Le procédé Fauwelle à tige creuse à injection d'eau, perfectionné par l'emploi de la coulisse de Fanck.

Le procédé Raky est caractérisé par une grande élasticité de tout l'appareil de battage. Il a le grand avantage de rendre possible la suppression de tout joint à chute libre et l'augmentation de la masse percutante. Ce qui, en fait, permet de réduire l'amplitude du battage en produisant, à chaque frappe, un travail au moins égal et même supérieur, tout en dépensant moins de puissance pour le relevage de la sonde, et d'augmenter le nombre des coups frappés par minute grâce à l'accélération de la course ascendante et à la suppression du temps perdu pour le raccrochage du trépan.

Dans le système Raky l'intermédiaire élastique est placé entre le balancier et son point de suspension ; dans le *système Vogt*, il se trouve intercalé entre la bielle et le balancier, et dans le *procédé Hackenberg*, il n'y a plus de balancier du tout.

Ces divers systèmes ont permis de réaliser des vitesses d'avancement non atteintes auparavant.

Disons encore qu'un de leurs avantages consiste à pouvoir opérer alternativement par battage au trépan ou par rodage à la couronne de diamant.

Quelques systèmes récents d'appareils de sondage à *suspension funiculaire* de la tige de sonde ont été essayés avec succès. La tige creuse parcourue par le courant d'injection d'eau n'est plus suspendue à un balancier, mais accrochée à un câble de suspension qu'on déroule au fur et à mesure de l'approfondissement d'une longueur égale à celle d'une tige, et auquel on imprime le mouvement de battage. L'appareil de Fanck, dit Le Rapide, présente une grande élasticité et les manœuvres sont très simplifiées.

En substituant un câble à la tige rigide et tronçonnée, on a l'appareil chinois de *sondage à la corde*.

Cet antique appareil a reçu des perfectionnements importants concernant le mode d'assemblage du câble et de la vis d'allongement et surtout l'appareil de battage.

L'appareil de battage Mather et Platt, pour sondage à la corde a ceci de particulièrement intéressant que le trépan, suspendu au câble par un système à encliquetage, reçoit automatiquement une rotation uniforme après chaque coup.

Sondage par rodage.

Le procédé de sondage au diamant convient pour des diamètres trés petits (moins d'un décimètre), dans les roches dures à l'exclusion des poudingues, conglomérats et roches à nodules empâtés dans une masse tendre.

On opère avec un *bit plein* qui use la roche sur toute la surface du trou ou avec un *bit creux* (*couronne*) qui se visse quelquefois à l'extrémité du *tube carottier*, ce qui permet de détacher une carotte-échantillon ou témoin grâce à un ressort (lame d'acier) qui coince assez fortement le cylindre de roche pour que, par simple arrachement, on le brise à la base.

Les rallonges se vissent successivement à la rallonge précédemment enfoncée et au joint à rotule ou *touret*, muni d'un roulement à billes fixé, lui-même, à l'extrémité d'un tuyau flexible venant des pompes. Un robinet sur le touret gouverne l'entrée de l'eau dans l'intérieur de la sonde creuse.

L'action du rodage dépend de la pression du bit sur le fond du trou et il faut ménager cette pression d'une façon convenable.

Dans les sondes de l' « American Diamond Rock Drill Company » qui nous ont servi à forer de nombreux sondages d'études sur le parcours du canal de Panama, la progression se fait automatiquement par des trains d'engrenage particulièrement bien agencés.

La sondeuse de la « Sullivan Machinery C° » est portée par une suspension hydraulique, qui permet de disposer d'une force verticale de 20 à 40 tonnes.

Elle met à la disposition du sondeur le moyen de manœuvrer aisément des sondes très lourdes dépassant 1.500 mètres de tige en se servant de moteurs de 30 à 40 chevaux seulement.

Les sondeuses au diamant de la « Diamond Rock boring C° sont équilibrée par un contre-poids d'équilibre. Elles sont plus encombrantes que les sondeuses à cylindre hydraulique.

En Allemagne, on emploie des sondeuses dont la tige est directement suspendue par son touret à un câble enroulé sur un treuil et équilibrés au moyen de contrepoids agissant sur le treuil. Ce moyen n'assure pas un équilibre bien constant de la sonde, car d'après le dispositif de tout le système on se rend compte que cet équilibre dépend non seulement du contrepoids, mais aussi de l'effort exercé par le sondeur sur les bras de manœuvre de la roue de réglage. Dans le

dispositif dû à M. Lapp, la suspension de la sonde permet un équilibrage plus parfait.

Les appareils de sondage par rodage sont pourvus d'organes qui permettent de faire des sondages sous toutes les incidences et de forer même des trous horizontaux. Grâce à eux, on peut aisément délimiter un gîte en amas en le perforant de part en part dans autant de direction que l'on veut.

Avancement par minute. — Dans le :

Quartz	25 millimètres.
Granite	50 à 75 millimètres.
Dolomie	80 à 100 —
Grès compact	100 —
Grès moyen	112 —
Conglomérat dur	20 à 27 minutes par 24 heures.

Soudeuse à couronne Dawis. — On peut remplacer dans beaucoup de terrains la couronne à diamants par la couronne Dawis à dents d'acier déjetées alternativement au dehors et en dedans dans le but d'éviter les calages. La roche n'est plus rodée comme avec les diamants, elle est débitée en petits fragments par l'action combinée de la rotation et de la pression. A 150 mètres de profondeur, on peut obtenir des avancements de 60 à 75 mètres par minute dans un terrain moyennement dur.

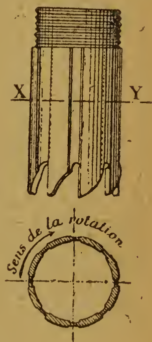


Fig. 36.

Prix des couronnes à diamants

NOMBRE de diamants	POIDS en carats	PRIX en francs
6	6	1.200 à 1.500
8	12	2.400 à 3.000
8	16	3.200 à 4.000
8	20	4.000 à 5.000

Dans quelques cas on peut remplacer le diamant par le *carborundum* (carbure de silicium).

Un sondage devra généralement être exécuté :

Pour étudier un terrain dans son ensemble en recherches minières ;

Pour retrouver un système de couches connues dans une région, et soupçonnées au-dessous de terrains plus récents ;

Pour rechercher des couches aquifères (puits artésiens ou sources minérales);

Pour exploiter : par dissolution, des argiles salifères ou du sel gemme ; ou des gîtes de pétrole ou de gaz ;

Pour établir des communications d'eau ou d'air dans les travaux de mines ;

Pour se donner l'axe d'un puits à approfondir sous stot ;

Pour explorer en galeries, en avancement ou sur les flancs ;

Pour l'écoulement des eaux lors du fonçage d'un puits, dans une galerie ou un puisard ;

Pour le fonçage des puits par congélation ou par cimentation.

(*Extrémité*)

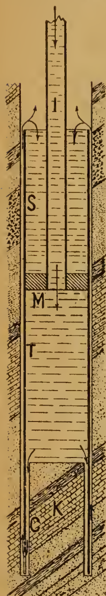


Fig. 37. Sondage à la grenaille.

Sondage à la grenaille d'acier. — *Principe de la méthode.* — La méthode de sondage à la grenaille d'acier consiste à découper, à travers tout le massif exploré, un cylindre de terrain (*témoin* ou *carotte*), ayant le plus ordinairement de 5 à 14 centimètres de diamètre, qui permettra de conserver une coupe géologique réelle, sur laquelle pourront être faites toutes les déterminations géologiques utiles (mesure de l'inclinaison des bancs aux divers étages, analyse chimique ou étude pétrographique des roches, etc.).

Le rodage du terrain, destiné à creuser la rainure qui limite latéralement la carotte, s'obtient par des grains d'acier (de diamètre variable, mais dont le plus habituel est de 2 millimètres), ces grains sont les agents de désagrégation comme les diamants dans un procédé plus ancien, avec cette différence toutefois que les diamants sont fixés au *bit* (extrémité) de l'appareil de sondage, tandis que la grenaille est amenée directement au fond du trou avec l'eau d'injection; quant à la couronne d'acier C (*fig.* 37), elle présente à sa base une surface absolument lisse. La couronne est vissée à un tube T dans lequel se logera la carotte et qui est relié lui-même, par un manchon M, à la tige I. Cette tige se vissant à la tige de sonde proprement dite, la rotation de cette dernière détermine celle du tube carottier; les grains d'acier, entraînés dans ce mouvement et pressés contre la roche par la couronne C, produisent le rodage qui découpe la carotte K. Ces grains s'usent progressivement et doivent être remplacés ; à cet effet, on introduit par intervalles, dans le courant d'eau, de petites quantités de

grenaille neuve qui est ainsi emportée jusqu'au fond du soudage.

L'injection d'eau est directe ; le courant descend par la tige (sous une pression de 1 à 2 kilogrammes) et remonte, par l'espace annulaire qui reste, soit entre le tube carottier et la paroi du trou de sonde, soit entre la tige et cette paroi. Dans la première partie, l'espace est très étroit ; il en résulte un courant rapide qui entraîne facilement les particules rocheuses provenant de la couronne circulaire de terrain dans laquelle le carottier fait sa place. Dans la seconde partie du trajet, au-dessus du tube *t*, l'espace annulaire s'élargit beaucoup, la vitesse du courant diminue et devient insuffisante pour produire l'entraînement des particules désagrégées ; celles-ci retombent alors dans l'espace tranquille *s* (tube à sédiments), d'où elles seront extraites quand on amènera le tube carottier au jour pour recueillir la carotte.

L'opération que nous avons envisagée jusqu'à présent a pour effet de découper latéralement un cylindre de roche qui est encore retenu par sa base. Pour le détacher complètement du massif et le maintenir dans le tube carottier pendant son ascension, on arrête la rotation et l'on soulève le tube pour qu'il ne repose plus sur le fond. On augmente alors la pression d'injection jusqu'à 5 à 6 kilogrammes et l'on introduit dans la tige de sonde de petits grains de quartz qui viennent se coincer entre la carotte et le tube carottier en les rendant solidaires l'un de l'autre. Si l'on vient à faire tourner le tube, le témoin se brise vers sa base et reste adhérent au tube carottier qu'on remonte au jour. On libère alors ce témoin en frappant à coups de marteau sur la partie extérieure du tube pour dégager les grains de quartz qui sont entraînés ensuite par un courant d'eau.

Le diamètre de la carotte obtenue est inférieur de 6 à 7 millimètres à celui que présente le tube intérieurement ; le jeu du carottier dans le trou de sonde donne de même une différence de 6 à 7 millimètres entre le diamètre du trou et le diamètre extérieur du tube.

Il existe un certain nombre d'appareils très précis pour *la mesure de la verticalité des sondages*, entre autres le « téléclinographe », l'appareil Gebhardt, l'appareil de M. Oehman qui est uniformément employé dans le Rand, etc.

Appareil Gebhardt. — L'appareil Gebhardt se compose d'un enregistreur servant à déterminer l'amplitude et le sens de la déviation des sondages. Cet enregistreur est descendu dans le sondage à l'intérieur d'un tube protecteur qui porte à la partie supérieure et à la partie inférieure des roulettes guides. Ces roulettes, au bord tranchant, sont pressées par des ressorts contre le tubage, et servent ainsi à centrer l'appareil dans le trou de sondage et à empêcher sa rotation. Pour éviter cette rotation de l'appareil, on se sert en outre, pour le descendre dans le sondage, de tiges dont la forme et le mode d'assemblage sont tels qu'il ne peut y avoir torsion et que l'orientation de l'appareil reste toujours rigoureusement la même.

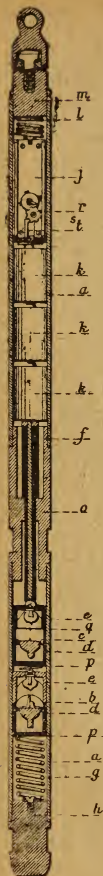


Fig. 38.

L'enregistreur comporte un pendule suspendu à la cardan, restant parfaitement vertical. Un mouvement d'horlogerie amène des intervalles de temps réguliers et réglables ce pendule contre une bande de papier, dans laquelle s'imprime la pointe du pendule. En même temps s'impriment dans la bande de papier deux pointes dont la position par rapport à l'appareil est invariable. La position de la pointe du pendule par rapport aux deux pointes fixes détermine la déviation en amplitude et en direction à l'endroit où se trouve l'appareil. La bande de papier se déroule automatiquement.

Pour mesurer la déviation d'un sondage, on descend l'appareil dans le trou de sonde à la profondeur de 10 mètres, on attend alors que le mouvement d'horlogerie ait déclanché et donné un diagramme ; on descend ensuite à 5 ou 10 millimètres plus bas et ainsi de suite, jusqu'au fond. On obtient une série de diagrammes indiquant tous les 5 ou 6 mètres la déviation du sondage ; on admet que cette déviation reste constante sur la hauteur de 5 ou 10 mètres, on peut ainsi tracer la courbe de déviation de l'axe du sondage.

Appareil Oehman. — L'appareil de vérification dû à M. Oehman est, en principe, un petit appareil photographique fonctionnant électriquement.

L'instrument se compose (*fig.* 38) d'un tube d'acier en deux parties *a*, reliées par un manchon *o*. La moitié inférieure du tube contient une aiguille aimantée *b* et un plomb *c*, placés l'un et l'autre au-dessous de lampes électriques *e* et au-dessus de suspensions à la cardan *d*. Le tout est maintenu appuyé contre une tige centrale de cuivre isolé *f*, au moyen d'un ressort *g*.

Le bouchon *h* se visse à l'extrémité du tube. Les boîtes cylindriques contenant les lampes, l'aiguille, le plomb, portent sur le côté une petite rainure où pénètrent une série de vis placées le long d'une même génératrice du tube et faisant saillie à l'intérieur, de 2 millimètres environ. Ces vis servent de guide lors de la mise en place des boîtes et permettent le glissement.

La moité supérieure contient une batterie sèche *k* et un mouvement d'horlogerie *j*.

Un ressort *l*, appuyant sur l'extrémité *m*, assure la rigidité de l'appareil.

Chacune des suspensions à la cardan *d* porte une feuille

de papier sensibilisé maintenue par un ressort le long de la couronne, et traversée par une pointe d'aiguille (qui servira après développement à repérer sa position). Le plomb est formé par un fil de soie, suspendu au centre d'un mince disque de verre q, reposant sur une saillie de l'appareil. L'aiguille aimantée et le plomb sont presque au contact du papier sensible.

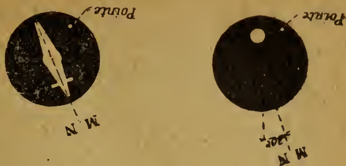


Fig. 39.

Le mouvement d'horlogerie porte une roue r, une came s, qui, arrivant au contact d'un ressort t, ferme le circuit électrique, allumant les lampes, au-dessus du fil a plomb et de l'aiguille aimantée, et impressionnant les papiers sensibles.

Après développement, on met en place les papiers; grâce au repère de la pointe d'aiguille, on connaît l'inclinaison et la déviation. Sur la figure 39, deux photographies indiquent une inclinaison de 25° et une déviation de 20° à l'est.

M. Welldon's a imaginé à Johannesburg une méthode



Fig. 40.



Fig. 41.



Fig. 42.

pour redresser ou pour bifurquer dans une direction quelconque un sondage en employant trois engins : un *coin-pilote* (*fig.* 40), un *coin-guide* (*fig.* 42) et un *coin-déviant* (*fig* 43).

Prenons le cas d'un sondage de diamètre 0,053. Le coin-pilote (*fig.* 3) aura : diamètre 0,05, longeur totale 0,45, hauteur de la partie biseautée 0,15. L'extrémité opposée à la face biseautée porte un tenon fileté de 0,037 de diamètre. A la partie supérieure de la face biseautée, on fait une encoche *a* qui servira de repère. Cette pièce est vissée à une tige creuse, longue de 1 mètre (*fig.* 42), qui est

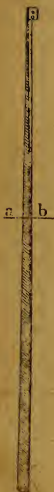


Fig. 43.

elle-même dentelée à l'extrémité opposée à celle où se visse le coin-pilote.

Le sondage est alors rempli d'eau, et les deux pièces assemblées sont descendues la face biseautée en haut. Elles reposeront sur le fond s'il s'agit de redresser un sondage ou, si l'on veut une bifurcation, on battra quelques coups à la hauteur désirée, jusqu'à ce que l'appareil se trouve supporté solidement par une saillie de la paroi. Pour connaître le sens de la déviation, on se sert d'une variante de l'appareil étudié plus haut (*fig.* 38). Le bouchon *h* porte à son extrémité une feuille de plomb. En descendant l'appareil, l'arête et l'encoche *a* du coin-pilote s'impriment dans le plomb ; si, à ce moment on photographie la position de l'aiguille aimantée, on peut calculer la position du coin.

Le coin-guide (*fig.* 42) est la contrepartie exacte du coin-pilote. Il est vissé à l'extrémité du coin-déviant (*fig.* 43). Cette pièce est formée par une solide barre de 0,05 de diamètre et de $2^m,30$ de longueur environ. Une extrémité est fixée pour recevoir le coin-guide. L'autre extrémité est percée avec une mèche de 0,044 de diamètre, laissant une couronne de 0,003 d'épaisseur. La mèche, disposée obliquement par rapport à l'axe de la barre, taille un coin à face concave ayant 0,003 d'épaisseur au début, et 0,05 à la fin. Voir la section *ab* (*fig.* 6).

On visse le coin-déviant sur le coin-guide, et on le fixe dans une position telle que la direction du coin-pilote étant connue, la face déviante soit orientée comme on le désire. On descend le tout de telle façon que le coin-guide s'applique exactement sur le coin-pilote. On descend alors une couronne du type C, fixée à des tiges du type C (diamètre 0,041). Quand on recommence le sondage, la face concave du coin-déviant pousse la couronne dans la paroi.

Puits à pétrole.

L'exploitation du pétrole ne se fait plus autrement aujourd'hui que par sondages.

On s'attache à éviter que les eaux d'infiltration ne puissent envahir le trou de sonde de manière à ce que la colonne des pompes ne puise que dans le pétrole.

On procède par tubage multiple formé de trois séries de tubes :

1° Tubes de $0^m,20$ enfoncés à travers les morts-terrains jusqu'à la roche solide (*drive-pipe*) ;

2° Tubes de $0^m,14$ en fer vissés et non rivés les uns aux autres, ce qui rend les joints parfaitement étanches. On prolonge ce second tubage bien au-dessous du drive-pipe jusqu'à ce qu'on ait traversé tous les niveaux aquifères. On bouche hermétiquement l'intervalle entre la partie inférieure de ce tubage et les parois. Pour cela on dispose à l'extérieur du dernier tube, en dessous du dernier niveau aquifère,

soit une garniture en cuir embouti ou en caoutchouc (*water-packer* ou *salnik*), soit un bourrage de ciment ou d'argile, soit un tore en toile rempli de graine de lin (*seed-bag*) qui se gonfle dans l'eau.

Le sondage est continué au trépan du plus petit diamètre jusqu'au niveau pétrolifère. Ce niveau une fois atteint, on introduit le troisième tubage (*tubing*) formé de

3° Tubes de $0^m,05$ formant la conduite d'aspiration de la pompe à pétrole dont nous donnons le dessin (*fig.* 44) et qu'on descend dans le tubing avec le tuyau de refoulement et la tige de manœuvre actionnée à l'aide du balancier qui a servi au sondage.

Quand le débit diminue sensiblement, on réussit quelquefois à le ranimer en faisant éclater au fond une forte charge de dynamite ou de nitroglycérine introduites dans des *torpilles* cylindriques en ferblanc ou en étain, de 3 mètres de hauteur et 7 à 9 centimètres de diamètre, renfermant environ 25 kilogrammes du liquide explosif. Souvent on superpose cinq ou six de ces torpilles (125 à 150 kilogrammes de nitroglycérine) qui explosent simultanément sous le bourrage constitué par l'eau introduite dans le trou de sonde.

A Bakou, quand le puits généralement jaillissant ne rend plus par le chapeau de tôle (*kalpak*) dont on revêt le sommet du tubage pour maîtriser le jet, on extrait le pétrole à l'aide d'un long cylindre en tôle (*jelouka*) qui est fermé à sa partie inférieure par un clapet ; descendu dans le puits, ce cylindre se remplit de 120 à 160 kilogrammes de liquide que l'on ramène au jour en sortant la jelouka.

En Galicie et en Roumanie, on a recours pour les forages au *système canadien*. A cause de la nature souvent ébouleuse des couches à traverser, on a substitué des tiges de bois au câble.

Le battage se fait à l'aide d'une chaîne qui s'enroule sur l'extrémité du levier et se trouve retenue par un treuil à cliquet installé sur ce dernier.



FIG. 44.

FONÇAGE DES PUITS.

La traversée des terrains aquifères, la plus grosse difficulté du fonçage des puits, s'est opérée d'abord par le procédé *Kind et Chaudron.*

Le procédé *Poetsch* est apparu en 1891. Beaucoup moins onéreuse que le fonçage à niveau plein, la *congélation* s'est rapidement répandue, si bien que dans le Pas-de-Calais plus de vingt fosses ont été foncées par ce moyen.

Avec le procédé *Portier* appliqué en 1904 à la fosse nº 11 des mines de Béthune, s'est introduite en France la méthode de *cimentation*.

Pour les terrains sableux et boulants qui se rencontrent au voisinage de la surface, le fonçage par *caisson à air comprimé* paraît tout à fait indiqué.

La traversée des terrains aquifères peut donc se faire des différentes manières suivantes :

1º A niveau vide, ou par avaleresse, c'est-à-dire en épuisant les eaux, au fur et à mesure de leur venue, à l'aide de pompes. Quand on atteint une couche plus solide et moins aquifère, on pose dans ce banc un cadre spécial ou *trousse picotée* destinée à former une ceinture étanche que l'eau ne puisse franchir en filtrant entre elle et la roche. On élève ensuite sur cette base un cuvelage que l'on raccorde avec la face inférieure de la trousse précédente posée au niveau supérieur.

2º *Procédé de la trousse coupante.* — Dans ce procédé, le cuvelage se construit au-dessus du sol par anneaux successifs et on détermine son enfoncement progressif dans les terrains. On munit la couronne inférieure d'un sabot tranchant qui coupe le terrain en le refoulant à l'intérieur du cuvelage.

L'enfoncement se fait grâce au poids du cuvelage, sur lequel on peut, d'ailleurs, exercer une pression à la surface du sol.

3º *Procédé à l'air comprimé ou procédé Triger.* — On adjoint ici à la trousse coupante l'emploi de l'air comprimé. Le puits, préalablement fermé à la partie supérieure se trouve ainsi débarrassé des eaux qu'on maintient basses par l'air comprimé à une pression suffisante.

4º *Procédé à niveau plein ou procédé Kind-Chaudron.* — On creuse le puits à la manière d'un sondage qu'on tube extérieurement pour ne le vider que lorsqu'il est pourvu de son revêtement étanche. Le cuvelage s'accroît à son sommet par l'adjonction de viroles successives. Il est soutenu par six tringles de suspension supportées par une charpente au-dessus et qu'on peut faire descendre d'une hauteur égale à la longueur d'une virole. Le cuvelage est formé par une cuvette à sa partie inférieure ; il peut ainsi flotter sur l'eau et, par conséquent, le poids qu'ont à supporter les tringles et la charpente est très réduit. Pour déterminer l'enfoncement de ce cuvelage, on le leste d'eau grâce au *tube d'équilibre.* La cuvette inférieure est évidée à son centre, sur lequel s'élève un tube (tube d'équilibre). Pour admettre l'eau servant de lest dans la partie annulaire et en quantité convenable, on se sert de robinets placés le long du tube d'équilibre.

Procédé Poetsch. — Ce procédé consiste à congeler les terrains que

l'on doit traverser pour les rendre solides et imperméables. On enfonce des tubes congélateurs sur une circonférence extérieure au puits projeté et à un mètre de cette dernière. Ces tubes sont posés par deux lignes concentriques. A l'intérieur de ces dernières on fait circuler un liquide incongelable maintenu à une très basse température. Ce liquide descend par les tuyaux intérieurs pour remonter par les tuyaux extérieurs.

On entreprend, en général, le fonçage proprement dit quand la muraille de glace atteint 1 mètre ou $1^m,50$ à la partie supérieure des terrains aquifères.

Le procédé Poetsch peut être employé, en général, pour tous les terrains aquifères.

Il a l'avantage d'éviter le soutènement immédiat et de rendre possibles les différents modes de revêtement.

Le prix de revient est modéré.

Cuvelage en ciment. — On a commencé dans ces derniers temps à appliquer une méthode nouvelle pour le passage, à niveau vide, des terrains aquifères. Cette méthode, dite procédé au ciment, consiste à remplacer la congélation par l'injection de ciment dans les terrains aquifères. Elle n'a pas suffisamment démontré encore sa valeur pour qu'on puisse compter sur sa réussite, mais elle fera prochainement l'objet d'une tentative des plus sérieuses d'application.

Revêtement étanche. — Cuvelage. — *Matière à employer.* — Le revêtement du puits dans les terrains aquifères pourra être fait en maçonnerie, en bois ou en fonte.

Le *cuvelage en maçonnerie* ne devra être employé que lorsque les eaux sont peu abondantes et sans pression : avec une matière complètement rigide comme la maçonnerie, on doit craindre, en effet, la production de fissures étendues, d'une réparation impossible sous de fortes charges.

Le *cuvelage en bois* devra être préféré toutes les fois qu'on pourra se procurer des pièces de bois d'une qualité et d'un équarrissage convenables, parce que le bois se prêtant, par son élasticité, à de petites flexions de la colonne du puits, les réparations se feront facilement en *recalfatant* les joints ou à l'aide de quelques *picotages à faces.*

Le *cuvelage en fonte* devra être accepté toutes les fois que le grand diamètre du puits et la pression de l'eau rendraient inapplicable le cuvelage en bois; il sera, d'ailleurs, seul possible dans les fonçages à niveau plein. Des précautions particulières devront être prises ultérieurement dans l'exploitation pour éviter tout mouvement de terrain, ces mouvements pouvant, malgré l'élasticité que les joints peuvent donner aux cuvelages en fonte, produire des ruptures locales assez difficiles, mais non impossibles à réparer à l'aide de pièces rapportées fixées par des boulons taraudés

Calcul des cuvelages. — *L'épaisseur* à donner aux cuvelages croît

avec la hauteur d'eau qu'ils ont à supporter et le diamètre des puits.

Cette épaisseur est habituellement établie par comparaison avec des cuvelages existants : mais il sera bon de vérifier au moyen des formules suivantes si cette épaisseur expérimentale dépasse suffisamment le minimum théorique nécessaire.

La formule à employer pour trouver l'épaisseur à donner à un cuvelage est :

Pour les *cuvelages en bois :*

$$E = \frac{HR}{1.200},$$

et pour les *cuvelages annulaires en fonte*, usités dans les fonçages *Kind-Chaudron :*

$$E = \frac{HR}{20.000}.$$

Pour plus de sûreté, M. Chaudron prend toujours dans ses cuvelages :

$$E = \frac{HR}{500} + 0^{m},020.$$

Dans ces formules :

H exprime, en mètres, la hauteur d'eau qui pèse extérieurement sur le cuvelage ;

R = le rayon en mètres du cercle inscrit aux côtés extérieurs du polygone.

Frais de cuvelage. -- Les *frais de cuvelage* se composent de deux parties bien distinctes :

Les *frais de pose*, qui varient avec les conditions dans lesquelles se fait cette pose, et le *prix du cuvelage*, qui varie :

Pour le *chêne*, de 150 à 300 francs le mètre cube, suivant les dimensions demandées pour les pièces de cuvelage;

Pour la *fonte*, de 200 à 250 francs la tonne, suivant la forme des pièces et le soin avec lequel elles doivent être travaillées.

Fonçage des puits. — Exécution du travail. — Le fonçage des puits en terrains inconsistants et aquifères était, il y a quelques années encore, une des opérations les plus délicates et les plus exposées aux aléas qui se posaient dans la pratique de l'art ; mais, grâce aux procédés de congélation d'abord et de cimentage ensuite, on peut dire que ces aléas ont complètement disparu.

Cette question est d'autant plus importante que dans toutes les houillères, par un groupement habile des moyens d'action, on a depuis trente-cinq ans réalisé des progrès considérables dans le fonçage de ces organes capitaux que sont les grands puits modernes d'extraction.

Un premier progrès (1875) consistait dans le creusement des puits doubles ou jumeaux de Liévin et Bray, qui, tout en servant l'un et

l'autre à l'extraction, permettaient un aérage bien supérieur aux anciens goyots. Le nombre de ceux-ci avait déjà considérablement diminué avant la catastrophe de Courrières, et, depuis un an, les derniers ont disparu.

L'augmentation de la puissance des puits est due à la fois à une meilleure connaissance des possibilités du gisement et à l'élévation de plus en plus grande des dépenses de premier établissement qu'ils nécessitent avec l'approfondissement des travaux, la création de centres ouvriers, l'établissement des voies ferrées, etc. Elle a comme limites l'élévation du prix de revient du fond, par suite de l'étendue plus grande des travaux et la durée d'amortissement des installations qui dépend de la richesse du gisement. Alors que dans la partie riche et peu profonde, on assigne à chaque puits une étendue de quelques 1.500 mètres de côté, il faut compter 2 kilomètres environ pour les gisements deux fois plus pauvres du bassin du Nord et jusqu'à 2^km^,500 pour les gisements profonds, de la Campine.

Le *diamètre* du puits est déterminé à la fois par les nécessités de l'aérage et de l'extraction. Il croît nécessairement avec la profondeur. Il n'est pas superflu de rappeler les si intéressants résultats obtenus à cet égard aux mines de Liévin et dont M. Morin a apporté le compte rendu à la Société de l'Industrie minérale en 1904. Le diamètre du puits était généralement de 4 mètres vers 1875; cependant à la fosse n° 5 de Lens, ouverte en 1877, il atteignait près de 5 mètres, diamètre d'ailleurs suffisant pour les cages à quatre berlines par étage.

Il faut arriver au puits 1 *ter* des mines de Liévin et aux autres puits profonds les plus récents pour trouver des diamètres de 6 mètres, qui sont alors rendus nécessaires pour diminuer la résistance de l'air.

Alors que la plupart des sièges importants actuels font l'extraction par les deux puits, dont un de retour d'air, la tendance est, dans certaines Compagnies comme Lens et Béthune, d'établir des *puits d'aérage* spéciaux pour assurer l'aérage diagonal. Cette solution, favorable à la circulation de l'air, s'accommode admirablement de la transmission de l'énergie par l'électricité; d'autres Compagnies préfèrent concentrer tous les services en un même point et arrivent, pour assurer un bon aérage avec une extraction très intensive, à la solution de puits *ter*. Les sièges triples datent du début de 1903 avec le siège n° 1 de Liévin, ils se sont répandus à cette Compagnie et à Bruay.

Le passage du *niveau aquifère* de la craie est la grosse difficulté du fonçage de certains puits. On commençait seulement à pouvoir l'entreprendre avec sécurité par le procédé *Kind et Chaudron*, qui fut employé pour la première fois en 1874 à la fosse 3 de Liévin. Une douzaine de fosses ont été foncées de cette manière jusqu'en 1899.

Dès 1891 avait apparu le procédé Poetsch, employé pour le fonçage de la fosse 10 de Lens. Beaucoup moins onéreuse que le fonçage à niveau plein, la congélation se répandit rapidement, elle fut employée par mesure préventive pour un grand nombre de fosses que l'on aurait sans doute pu faire à niveau vide. Une trentaine de fosses furent foncées de la sorte, et l'on continue d'en user à l'heure actuelle dans un certain nombre de Compagnies.

Avec le procédé *Portier* appliqué en 1904 à la fosse n° 11 des mines de Béthune apparaissent les méthodes de *cimentation* qui ont reçu depuis lors un si grand développement. Non seulement, en effet, ces méthodes sont devenues d'une application parfaitement sûre, mais encore elles ont permis comme au 14 de Lens, au 3 *ter* de Liévin, au 19 de Courrières, de surmonter les difficultés subies par le procédé de congélation ou par le fonçage à niveau vide, et par une méthode élégante due à M. Fèvre, de reprise de la fosse 2 des mines de Marles, effondrée depuis 1866 avec tout son matériel, en reportant sur le terrain solide le poids du nouveau cuvelage.

Par la cimentation, le fonçage d'un puits de 5 mètres dans le crétacé aquifère sur une soixantaine de mètres de profondeur ne revient plus qu'à un millier de francs par mètre, sans compter le cuvelage, et peut s'effectuer à raison de 1 mètre par jour, comme l'ont montré notamment les beaux résultats obtenus par MM. Cuvelette et Hanicotte à Lens, aux fosses 13 *bis* et 16.

Treize puits ont été foncés par la cimentation contre neuf par la congélation et onze à niveau vide, depuis l'invention du procédé.

Pour les terrains sableux et boulants qui se rencontrent quelquefois au voisinage de la surface, le fonçage par l'air comprimé sous caisson a été pratiqué avec plein succès sur une trentaine de mètres de profondeur à deux puits du Couchant de Béthune.

Le procédé Kind et Chaudron avait amené le *cuvelage* en fonte. C'est toujours lui qui est de beaucoup le plus généralement employé, encore que l'on rencontre également des cuvelages en bois avec ou sans injection de ciment, et des cuvelages en ciment armé, comme à Marles.

Prix de revient du mètre courant de puits. — Pour fixer, néanmoins, les idées, on peut dire que le *mètre courant* de puits à *grande section* (4 mètres de diamètre utile ou 16 mètres carrés de section au terrain) coûte en moyenne :

450 à 550 francs dans un terrain solide et sans muraillement ;

600 à 800 francs dans un terrain solide et avec muraillement ;

900 à 1.200 francs dans un terrain fissuré, mais se tenant encore bien, et assez aquifère pour exiger un cuvelage, mais pas assez aquifère pour exiger l'installation d'une machine d'épuisement pour l'avaleresse ;

2.300 à 4.000 francs dans un terrain aquifère très puissant, peu con-

sistant, traversé à l'aide du procédé Kind-Chaudron, avec cuvelage en fonte par conséquent;

Le coût d'un puits par le procédé Poëtsch (par la congélation) peut être évalué comme suit pour une profondeur de 100 mètres dans les circonstances des régions du Nord et du Pas-de-Calais citées ci-dessus et pour un diamètre de 5 mètres en œuvre.

Sondages et congélation, c'est-à-dire formation du mur de glace et son maintient pendant la durée du foncement et de la pose du cuvelage, par mètre..	1.250 à 1.500	francs
Le fonçage proprement dit. — La pose du cuvelage et mise du ciment..................................	1.000 à 1.250	—
Par mètre courant, total de ces trois opérations.....	2.250 à 2.750	francs

Pour avoir le coût total, ajouter la valeur du cuvelage et les diverses dépenses accessoires telles que : chevalements, fondations et matériaux d'installation des appareils, la vapeur (ou le courant électrique) pour les appareils de forage, puis pour les compresseurs, l'éclairage, l'amenée de l'eau aux appareils, les frais de manutention, etc.

TRANSPORTS SOUTERRAINS

Les conditions théoriques du transport sur voie ferrée sont résumées par les formules suivantes, qu'il importe de ne pas perdre de vue dans l'établissement des chemins de fer de mines :

Résistance au roulement sur niveau. — Soient :

P, la charge utile d'un wagonnet ;
P', le poids de la caisse et du châssis ;
P'', le poids des roues et des pièces tournantes ;
$P' + P''$ = le poids d'un wagonnet vide ;
f, le coefficient de frottement de glissement entre la fusée et le coussinet ;
r, le rayon de la pièce mobile qui frotte contre la pièce fixe liée au wagonnet (fusée ou coussinet) ;
R, le rayon des roues.

La résistance au roulement sur niveau F sera donnée par la formule exacte :

$$F = \frac{f}{\sqrt{1 + f^2}} \cdot \frac{r}{R} (P + P'),$$

à laquelle on peut substituer la formule approximative

$$F = \frac{fr}{R} (P + P'),$$

qui donne la force à développer pour traîner un wagon sur une voie horizontale.

Influence de la gravité. — Si la voie a une inclinaison i, l'action de la gravité G aura pour expression générale :

$$G = (P + P' + P'') \sin i.$$

Elle s'ajoutera à la résistance F sur les rampes et s'en retranchera sur les pentes.

Force de traction. — La *force totale* F' *à développer pour traîner un wagon* sera donc, sur une rampe :

$$F' = \frac{fr}{R}(P + P') + (P + P' + P'') \sin i,$$

et sur une pente :

$$F'' = \frac{fr}{R}(P + P') - (P + P' + P'') \sin i.$$

Pour réduire au minimum cet *effort de traction*, la formule montre qu'il faut :

Réduire au minimum le coefficient de frottement f par des surfaces bien polies et par un bon graissage ;

Donner aux roues un rayon R aussi grand que possible ;

Donner à la fusée ou au moyeu un rayon r aussi petit que possible.

Dans les mines : R est limité par la condition de ne pas donner trop de hauteur au wagonnet ; r doit être suffisant pour assurer la solidité de la fusée, par conséquent assez grand, f est assez élevé parce que le graissage est médiocre et que les frottements sont augmentés par la poussière et la boue ; le produit $\frac{fr}{R}$ est donc notablement plus grand pour le petit matériel des mines qu'il ne l'est dans les grands chemins de fer.

En pratique, on aura :

$= f$ 0,1 ;

$\frac{r}{R} = 0,1$ { plus fort pour les roues de $0^m,20$ à $0^m,25$ de diamètre, moindre et égale $\frac{1}{12}$ pour les roues de $0^m,50$, les plus grandes que l'on emploie ;

$P' + P'' = 0,40P$;

$P' = 2,5P'' = 0,29P$;

$P'' = 0,11P$;

$F = 0,0129P$ pour le wagon plein ;

$F = 0,0029P$ pour le wagon vide.

C'est-à-dire que la *résistance au roulement* est environ quatre fois plus forte pour le wagon plein que pour le wagon vide.

Pente normale ou d'égale résistance. — Les wagons ne voyageant en charge que dans un seul sens, des chantiers vers le puits, il faut donner à toutes les voies d'une exploitation une pente vers les puits telle que la résistance soit la même dans les deux sens ; cette pente se déduit des formules précédentes, elle est donnée par la formule :

$$\sin i = \frac{fr}{R} \cdot \frac{P}{P + 2(P' + P'')}$$

dont la valeur est, dans la pratique, la plus fréquente :

$$\sin i = 0{,}0055.$$

La *pente d'égale résistance* est donc de 5 à 6 millimètres par mètre.

Sur cette pente, la *force de traction* sera :

$$F' = 0{,}0051P,$$

soit 5 à 6 millièmes du poids utile transporté.

Pente d'équilibre. — Lorsque la voie est bien établie et que les distances à parcourir sont grandes, il peut être avantageux de donner aux voies une pente telle que les wagons pleins soient sur le point de descendre tout seuls, parce qu'alors les rouleurs, après avoir lancé leur wagon à grande vitesse au départ, montent derrière leur wagon une fois lancé, et n'ont d'effort à développer qu'à la remonte du wagon vide, ce qui leur permet de remonter à une distance double.

Cette pente, dite *pente d'équilibre*, se déduit très aisément des formules précédentes, elle est donnée par la formule :

$$\sin i = \frac{fr}{R} \cdot \frac{P + P'}{P + P' + P''},$$

dont la valeur est, dans le cas admis plus haut, cas de la pratique la plus fréquente :

$$\sin i = 0{,}0092.$$

La *pente d'équilibre* sera donc de 9 à 10 millimètres par mètre.

Sur cette pente, la *force de traction* à la remonte sera :

$$F' = 0{,}0066P,$$

soit 6 à 7 millièmes du poids utile transporté.

C'est une augmentation de 30 0/0 environ sur la force nécessaire dans le cas de la pente d'égale résistance.

Prix de revient de transports à l'intérieur des mines, effectués au moyen de chevaux, de locomotives à benzine et de locomotives à air comprimé [extraits de rapports administratifs publiés par MM. E. Libotte, M. Delbrouck, Guérin et Defalque (*Annales des Mines* de Belgique, t. XVI et XVII)]. — 1er Cas. — Charbonnages de Ressaix, siège de Ressaix :

Caractéristiques du transport à effectuer.

Longueur de la galerie desservie	1.100 mètres
Section moyenne de cette galerie	$1^{m},70 \times 1^{m},80$
Tonnage transporté journellement :	
500 wagonnets de charbon (poids utile 400 kg.)	220 tonnes
250 wagonnets de terres (poids utile 700 kg.)	175 —
Soit en tout	395 tonnes
Tonnage kilométrique journalier	450 t. km.

a) Prix de revient du transport par chevaux :

Nombre de chevaux utilisés pour ce transport	14
Nombre de conducteurs	4
Prix de la journée du cheval, amortissement compris	3,83
Prix de la journée du conducteur	4,20

Prix de revient de la t. kilom. $\frac{450}{14 \times 3{,}83 \times 4 \times 4{,}20} =$ 0,156

b) Prix de revient du transport par locomotives à benzine :

Nombre de locomotives utilisées pour ce transport	2
Nombre de locomotives en relais	1
Prix d'une locomotive	9.800 »
Nombre de wagonnets composant un train	40
Vitesse réalisée par seconde	2 m.

Dépense journalière nécessitée par les deux locomotives en service :

50 litres de benzol à 18 fr. les 100 kg	9 »
Huiles, graissage, entretien	1,60
Deux machinistes à 4 fr. 20 par jour	8,40
Amortissement en 5 ans des deux locomotives $\frac{2 \times 9.800}{5 \times 300} =$	13,07
Total	32,07

Prix de revient de la tonne kilométrique $\frac{32{,}07}{450}$ ...... = 0,071

2e Cas. — Charbonnage du levant du Flénu, puits n° 19. Emploi de locomotives à air comprimé.

Caractéristiques du transport à effectuer.

Parcours de 2.450 mètres divisé en trois sections par quatre évitements, l'un au puits, le second à 750 mètres de ce point, le troisième à 1.750 mètres, le quatrieme à 2.450 mètres.

Pente moyenne $8^{mm},64$ par mètre courant, avec maximum de 16 millimètres sur 200 mètres de longueur, dans la deuxième section.

Tonnage transporté journellement :

850 wagonnets de charbon (charge utile 400 kg.).
250 wagonnets de terres (charge utile 680 kg.).

Ce tonnage se décompose ainsi qu'il suit :

275 tonnes à 2.450 m. du puits, soit.......	674 tonnes kilométriques
108 tonnes à 1.750 m. du puits, soit.......	189 — —
110 tonnes à 750 m. du puits, soit.......	82 — —
17 tonnes à proximité du puits, soit......	0 — —
Tonnage kilométrique, total..........	945 tonnes kilométriques

La composition ordinaire des trains remorqués par une locomotive est de 40 wagonnets. Un voyage complet, arrêts compris, dure 24 minutes ; la vitesse moyenne réalisée est de $1^{m},70$ par seconde.

L'air comprimé alimentant les locomotives est produit par un compresseur Meyer à cinq étages, commandé électriquement. Pression après chaque étage : $2^{kg},2$, $9^{kg},9$, 37 kilogrammes, 93 kilogrammes, 146 kilogrammes. Refroidissement de l'air après chaque étage de compression.

Deux stations de remplissage des locomotives sont disposées dans la galerie à desservir, l'une à 100 mètres du puits, l'autre à 1.750 mètres. Le nombre des locomotives en service est de 4, celui des locomotives en relais est de 2.

La section de la galerie est de $1^{m},80 \times 1^{m},90$.

En tenant compte des travaux de recarrage et d'aménagement effectués dans la galerie, l'installation complète de traction (moteur électrique, compresseur, locomotives et accessoires) a coûté 143.000 francs.

Le prix de revient de la tonne kilométrique se décompose ainsi qu'il suit :

Amortissement, en dix ans, de l'installation................	0 fr.	064
Salaires..	0	056
Entretien et réparations..................................	0	010
Energie électrique (prix du kilowatt à la centrale, 0 fr. 025).	0	048
Total........	0 fr.	178

La mise en service des locomotives à air comprimé dans la galerie considérée, a permis de supprimer 94 chevaux et 65 conducteurs ou soigneurs de chevaux. La suppression de cette importante cavalerie a eu, d'autre part, pour effet de rafraîchir et d'assainir l'atmosphère de la galerie et celle des chantiers placés à l'aval, sur le courant d'air.

Remarque. — Le prix de revient de la traction par locomotives à air comprimé, se rapproche beaucoup, dans le cas considéré ci-dessus,

où les amortissements sont largement pratiqués, du prix de revient de la traction par chevaux, obtenu dans une galerie bien établie et convenablement aérée.

Quant au prix de revient remarquablement bas de la traction par locomotives à benzine, obtenu au siège de Ressaix, il résulte surtout des conditions favorables de production et de vente du benzol en Belgique. Il n'est pas rare de payer ce produit en France, à raison de 38 francs les 100 kilogrammes ; cela majorerait notablement, chez nous, le prix de revient du transport par locomotives à benzine.

MÉTHODES D'EXPLOITATION

Pour les *gîtes d'une puissance ordinaire*, comparables à la dimension que les conditions locales permettent de donner aux chantiers perpendiculairement au plan du gîte, on emploiera :

Les *gradins*, renversés ou droits ;

Les *grandes tailles ;*

Les *massifs longs* avec toutes leurs variétés.

Pour les *gîtes de grande puissance*, qui est le cas le plus difficile, la puissance ne permettant pas, eu égard à toutes les circonstances dans lesquelles on se trouve placé, de prendre le gîte sur toute sa hauteur par un système unique de travaux disposés dans son plan, on les décomposera en portions pouvant être exploitées en une seule fois sur toute leur hauteur, par des plans parallèles entre eux. Plusieurs solutions peuvent être adoptées :

Horizontaux, méthode en travers ;

Parallèles à la stratification, méthode par tranches ;

Verticaux, méthode verticale.

On peut citer comme exemple d'exploitation par des méthodes variées d'une couche puissante, la Société des mines de la Loire au puits Chatelus n° 2. Ces indications sont extraites d'un récent Mémoire de M. Baret, ingénieur-directeur des mines de Gagnières (Gard).

La Société exploite dans le quartier du Puits Châtelus un gîte dit de la 8e couche constituée par 7 à 8 mètres de puissance de charbon, dont 3m,50 à 5 mètres de houille de belle qualité entre le mur et un entre-deux de gore de 0,20 à 0,50 et de 2 à 3 mètres de charbon de qualité médiocre entre cet entre-deux et le lit de gore. Le charbon, de dureté moyenne, était bien stratifié en gros bancs de 0m,30 à 0m,60 d'épaisseur.

La pente était de 12 à 18° et l'allure assez régulière dans le sous-étage 372-374 par lequel devait commencer l'exploitation et dans un panneau de 100 mètres au sud du sous-étage 350-372.

Il y avait peu de grisou.

L'emploi de la méthode horizontale présentait les inconvénients suivants :

1° Elle obligeait à prendre, au toit et au mur, des triangles de charbon très aigus dont l'abatage et le chargement auraient été peu économiques (*fig.* 45) ;

2° Elle ne permettait pas la séparation facile de l'entre-deux ;



Fig. 45. — Méthode horizontale.

3° Découpant la couche en tranches par des plans discordants, elle utilisait mal, pour l'abatage, les lits nombreux de stratification du charbon.

La méthode par tailles chassantes inclinées était peu avantageuse aussi, pour d'autres raisons. Le chargement dans ces tailles se fait : 1° soit en roulant les bennes par fusetage le long du front, manœuvre délicate et qui exige une pente faible; 2° soit en concentrant, par traînage, rejetage à la pelle ou au moyen de couloirs, le charbon au bas de la taille où on le charge dans les bennes. La mise en place du remblai se fait par les mêmes procédés. L'emploi complet des couloirs nécessite une pente assez forte (27° environ). Le traînage ou le rejetage à la pelle avec emploi restreint des couloirs, seuls possibles avec les pentes moyennes, sont des manipulations coûteuses et se prêtant mal à la séparation des charbons propres et sales.

La méthode par tailles montantes évitait ces inconvénients : les difficultés d'abatage et d'aérage qu'on lui reproche disparaissent dans les conditions où on l'a appliquée. Nous verrons dans la suite d'autres avantages de son emploi.

Application de la méthode. — 1° Le chantier. — *Abatage.* — Dangereux avec les fortes pentes, il est comparable ici à l'abatage en tranche plate ou en taille chassante inclinée. D'ailleurs, il n'y a pas eu, de 1900 à 1905, d'accidents d'abatage plus nombreux ou plus graves que dans d'autres exploitations de la même couche.

La hauteur du chantier est de 2m,30. Le charbon, moyennement dur, nécessite une « coupe »; on la fait dans un lit de stratification à mi-hauteur du chantier; on conduit l'abatage en deux gradins, la position du piqueur est commode pour la « coupe », et l'abatage du gradin inférieur est particulièrement facile, le charbon s'étant bour-

soufflé sous la pression des terrains est enlevé à la pioche par planches successives (*fig.* 46).

La position et la consistance de l'entre-deux ont quelquefois permis de le prendre comme toit en 2e tranche; plus généralement, il s'est trouvé au voisinage du milieu de la 2e tranche; en faisant la coupe au-dessus, on est arrivé à le séparer aussi complètement que possible.

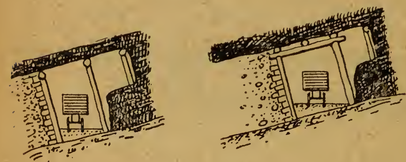


Fig. 46. — Abatage à deux gradins.

On emploie peu d'explosifs.

La production est de seize à dix-huit bennes de 6 hectolitres par piqueur disposant de 4mètres de front de taille.

Boisage. — Il est constitué par des lignes de flandres de 4 mètres, distantes de 0m,70 à 1m,20 suivant la charge. Dès leur mise en place, les flandres sont soutenues par trois buttons provisoires « empotés » sur le gradin inférieur, on les remplace par les chandelles définitives quand on enlève le gradin (*fig.* 46).

Quand le toit du chantier est mauvais, ou quand les flandres sont espacées de 1m,20, on garnit avec des relèves (planches de 0,03 × 0,15 × 1m,66).

Les piqueurs font le boisage.

Roulage. — Le roulage des bennes jusqu'au point d'abatage se fait au moyen d'une voie placée le long du front de taille et d'un plan incliné communiquant avec le niveau de base de l'étage.

A. Voie. — C'est une voie simple; on ne peut établir de double voie à cause des difficultés de boisage et des vides dangereux qu'on devrait avoir dans les tailles. Elle aboutit aux plaques de la recette supérieure du plan incliné. Si les terrains sont bons, l'écartement des lignes de flandres permet le passage de la voie; dans le cas contraire, un boisage spécial, au moyen de porteuses, devient nécessaire (*fig.* 47).

Il est commode d'employer pour cette voie, qui doit se déplacer fréquemment, des échelles Decauville.

B. Plan incliné. — Un plan incliné dont la recette supérieure se déplace avec le front de taille, relie la taille au niveau de base. Pour qu'il ait un rendement maximum, on le ménage au milieu de la longueur de la taille. Sur la voie unique du chantier, d'un même côté de ce plan, le nombre de rouleurs est limité; ne pouvant garer leurs bennes, ils doivent faire en même temps leurs manœuvres dans le plan : envoyer les pleines et recevoir les vides; dans ces conditions, il ne peut

y avoir plus de deux rouleurs de chaque côté, chargeant, roulant et « freintant » chacun 32 à 36 bennes.

Cependant, avec une pente assez faible, on peut établir un couloir assez long, « freinter » trois bennes à la fois et avoir des rouleurs de chaque côté du plan.

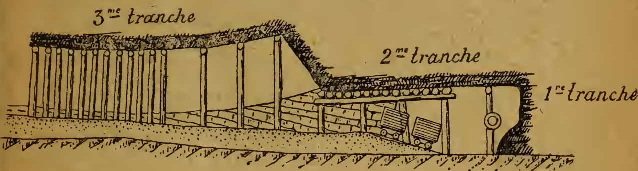


Fig. 47. — Abatage par tranches montantes (coupe par le plan incliné).

Le plan est muni d'une poulie à large gorge sur laquelle on obtient l'adhérence en enroulant la chaine un tour et demi ou deux tours et demi ; on allonge la chaine par tronçons raccordés au moyen de chappes ; pour diminuer le nombre des tronçons, on double, avant l'attelage, la partie de la chaine qui ne passe pas sur la poulie. Cette poulie pèse 60 kilogrammes et est très facile à installer (*fig.* 48).

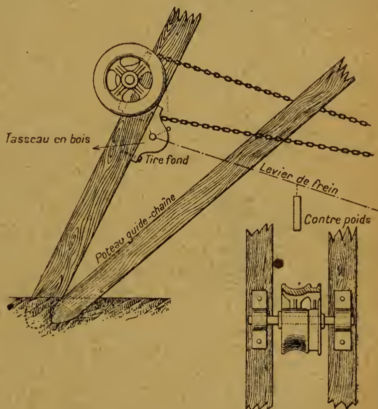


Fig. 48. — Poulie de plan incliné.

Pour avoir un effort moteur suffisant, on doit, en général, manœuvrer deux bennes à la fois.

Les tambours munis de câbles, se développant avec l'allongement du plan, sont lourds et leur réglage est difficile.

Le plan est fermé pendant les arrêts au moyen d'une chaîne.

Remblayage. — Le remblai arrive par un plan aboutissant au niveau supérieur du sous-étage en exploitation et dont la recette inférieure, raccordée à la voie du chantier, se déplace avec celle-ci.

Chaque taille a son plan à remblai, car il serait impossible de faire circuler dans une taille en remblayage le remblai de la taille suivante ; ainsi chaque taille est comprise entre deux plans s'ouvrant dans le niveau supérieur.

Aérage. — Le plan à remblai d'une taille lui sert aussi de sortie d'air ; grâce à une toile T, il arrive une grande partie de l'air ayant servi à la taille précédente ; un peu d'air frais, montant par le plan à charbon s'y ajoute (*fig.* 49).

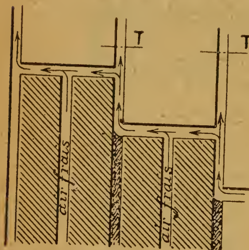


Fig. 49.
Marche de l'air et des remblais.

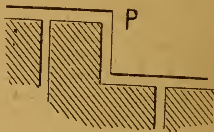


Fig. 50.
Avancement du chantier.

La pente étant faible, les quelques irrégularités que peut présenter le front de taille ne constituent pas de cloches ; d'autre part, chaque taille étant limitée par deux plans, il y a suppression du point délicat P, que présenterait l'aérage dans d'autres conditions (*fig.* 50).

Marche du chantier. — D'après ce qui vient d'être dit, il y a dans chaque taille : quatre rouleurs chargeant le charbon de huit piqueurs qui disposent chacun de 4 mètres de front de taille ; la longueur de la taille est donc de 32^{m},16 de chaque côté du plan à charbon.— Quand la pente est assez faible pour qu'il soit possible de « freinter » trois bennes à la fois, on peut avoir six rouleurs, douze piqueurs et 48 mètres de front de taille.

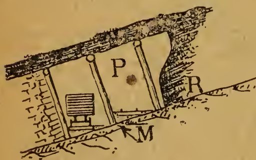


Fig. 51.
Avancement du plan incliné.

Le poste de jour, ayant préparé l'emplacement P d'une nouvelle voie (*fig.* 51) et enlevé le « rebanché » R au droit du plan à charbon

pour permettre de monter la poulie, est remplacé à trois heures du soir par une équipe de cantonniers ; les uns déplacent immédiatement la plaque du fond du plan à remblai pour l'amener à la cote de la nouvelle voie, et commencent d'établir celle-ci en la faisant reposer sur un mur M, les autres installent la poulie, la recette, etc., du plan à charbon, et le reste de la voie. Ils ont terminé à minuit.

Les remblayeurs, arrivant à six heures, reçoivent du remblai, le versent pour garnir la nouvelle voie et l'emplacement de l'ancienne et font des éperons près du plan à charbon. Le lendemain ou le surlendemain, on achève le remblayage. Ce remblayage se fait dans d'excellentes conditions, une partie du remblai étant jetée en contrebas et la hauteur de clavage n'étant que de $1^m,50$ à $1^m,70$.

Le chantier est assez souple et s'accommode dans une certaine mesure des irrégularités du mur. Le point essentiel est que les lignes de flandres soient bien horizontales ; la longueur des chandelles peut varier suivant la cote du mur, et si la direction générale de celui-ci change un peu, il est assez facile de modifier en même temps la direction du front de taille. On pourrait même, si la division en tranches de la couche le permettait, donner plus d'élasticité au chantier en augmentant sa hauteur ($2^m,60$ au lieu de $2^m,30$ par exemple), de façon à avoir plus de hauteur disponible pour l'installation de la voie.

Huit piqueurs, dans une taille de 32 mètres, font un avancement assez lent pour qu'on puisse tenir le remblai à jour, assez rapide pour que le boisage ne soit pas trop cassé avant le remblayage ($0^m,60$ à $0^m,70$ par jour).

On déplace la voie tous les deux ou trois jours, suivant le mode de boisage et la production.

Personnel. — Dans une taille :

1° Huit piqueurs abattent 128 ou 144 bennes et boisent le chantier ; le boisage supplémentaire est fait par des boiseurs ;

2° Quatre rouleurs chargent, roulent et « freintent » ces bennes, qui sont reçues au fond du plan par un embrancheur ;

3° Sept remblayeurs reçoivent et mettent en place 102 bennes et 459 hectolitres de remblai qu'un freinteur envoie du niveau supérieur ;

4° Cinq cantonniers sont nécessaires pour le déplacement de la voie et des recettes de plan ; ce déplacement est payé 25 francs en 1re tranche et 28 francs dans les autres.

Deux boiseurs élèvent le plan à charbon en arrière de la taille, comme nous le verrons plus loin, pendant les postes de nuit où l'on ne déplace pas la voie.

2° La 1re tranche. — La couche étant peu grisouteuse, le toit assez bon, l'exploitation rapide, on a pu enlever les tranches du mur au toit.

3° Les tranches supérieures. — La 2e tranche, comme la 1re, doit être divisée en taille par des plans reliant le niveau inférieur au niveau supérieur.

Plans. — Il est nécessaire de relever les plans à charbon en arrière des tailles : 1° à cause de l'affaissement ; 2° pour regagner la hauteur prise par le remblai qu'on a dû mettre pour établir un palier en tête du plan. Mais, par suite du tassement du remblai et du boursouflement du mur, il suffit d'augmenter un peu la quantité de remblai mis en ensablage, pour élever la sole du plan jusqu'à la couronne de la tranche dépilée ; en faisant alors un relevage de 2m,30, on amène le plan à charbon de chaque taille dans la tranche supérieure dont il devient un plan à remblai P. Le changement de tranche des plans P se fait donc très simplement et suit de près le dépilage.

Niveaux. — Une taille montante étant terminée, le plan à charbon, devenu plan à remblai de la tranche supérieure, est relié par un palier au niveau qui sert pour toutes les tranches.

Les plans à remblai de 2e tranche sont donc décalés de 16 mètres par rapport à ceux de 1re tranche, et la première et la dernière taille n'ont que 16 mètres de front ; on ne ménage pas de plan à charbon en leur milieu ; les plans extrêmes, restant ouverts, leur servent de plans à remblai et de plans à charbon.

En 3e tranche la situation des tailles est la même qu'en 1re. Il peut arriver que la tranche sous le toit ait une épaisseur trop faible, en certains points, pour le changement des voies ; on arrête alors la taille montante et on enlève en chassant les parties amincies ; on peut rétablir la taille si l'épaisseur redevient normale.

Le remblayage des plans, en fin d'exploitation, peut se faire plus avantageusement par embouage.

Aérage. — Il est facile de distribuer l'air dans les tranches (*fig.* 49), mais il faut avoir soin de ne pas barrer trop complètement le niveau de base (porte à guichet) pour laisser monter un peu d'air frais par tous les plans à charbon, sinon l'air des tailles pourrait descendre dans ces plans. On a ainsi l'avantage d'amener un peu d'air frais dans tous les chantiers et d'établir un aérage progressif.

Conclusions. — Nous venons de voir que l'emploi des tailles montantes, dans certaines conditions, est possible sans inconvénient ; nous allons en énumérer les avantages :

1° Abatage avantageux ; la production des piqueurs en taille montante a toujours été plus élevée, et avec moins d'explosifs, que dans les tailles chassantes préparatoires ;

2° Triage de l'entre-deux facile et chargements séparés au chantier des charbons propres et des charbons sales ;

3° Manipulations minima des charbons et des remblais ;

4° Mise en place du remblai facile et régulière et par suite bonne confection des remblais ;

5° Traçages et entretien réduits ;

6° Concentration de la production dans un petit nombre de chantiers voisins ;

7° Dépilage intensif, permettant cependant un tassement complet des remblais ; un panneau de 100 mètres de longueur et 20 mètres de pendage vertical peut fournir 450 à 500 bennes par poste ;

8° Régularité de la production et passage sans à-coup d'une tranche dans une autre ;

9° Suppression presque complète des culs-de-sac à remblayer dans les changements de tranche, résultant de ce qu'on ne conserve aucune galerie dans les remblais, sauf le niveau de base, pendant un temps assez court. Il est très avantageux de n'avoir pas à conserver de galerie dans les remblais attendu que :

1° Leur entretien est coûteux ; 2° leur remblayage se fait irrégulièrement, à cause des irrégularités du personnel et dans de mauvaises conditions, à cause du défaut d'aérage et de l'état, généralement médiocre, du boisage ; 3° remblayage incomplet, la hauteur du remblai dans ces galeries est plus grande que celle du remblai voisin et il est mal tassé ainsi pour les tranches supérieures une sole irrégulière et moins sûre ; il en résulte des difficultés pour le boisage et l'établissement des voies.

Tailles chassantes. — Nous avons dit précédemment que les inconvénients des manipulations de charbon dans les tailles chassantes avaient motivé le choix des tailles montantes.

Depuis quelques années on a cherché à réaliser le transport mécanique au chantier pour réduire la main-d'œuvre, favoriser la proportion de grêlage et la propreté du charbon et éviter la formation des poussières ; on a pu, en même temps, allonger les fronts de taille et, pour une même production, diminuer le nombre des niveaux et des plans inclinés ; de là des conditions meilleures d'entretien, de roulage, d'aérage, de surveillance, et aussi des conditions favorables, le cas échéant, au remblayage hydraulique.

On s'est servi, particulièrement dans les couches minces, de couloirs oscillants, mus à bras ou à l'air comprimé, de toiles transporteuses, de convoyeurs. Les couloirs présentent des difficultés d'assemblage à cause des chocs qu'ils subissent et font du bruit ; les toiles transporteuses se prêtent davantage aux irrégularités du gisement et sont plus faciles à déplacer ; mais elles s'usent rapidement et ne peuvent convenir pour le transport des remblais et pour les grandes longueurs de tailles. Ces appareils ne paraissent pas se répandre beaucoup : ils ne donnent une économie de rejetage que dans des conditions assez limitées de pente et d'épaisseur ; en couche mince, surtout avec l'emploi des plans à recettes multiples, l'avantage des grandes tailles n'est réel que si on fait du remblayage incomplet ou si, pour des raisons spéciales, on fait du remblayage hydraulique ; en grande couche,

il est à craindre que leur fonctionnement ne gêne la surveillance du chantier et que leur installation ne soit un peu précaire à cause des ruptures de boisage.

On a mis à l'essai, aux houillères de Saint-Étienne (13e et 15e couche Gruner) une méthode applicable seulement aux grandes couches et aux couches moyennes. On a supprimé le fuselage des charbons dans les tailles inclinées en se servant, pour le roulage des bennes sur une voie parallèle au front, d'un treuil à air comprimé placé au sommet de la taille, ce qui permet de manœuvrer avec plus de sécurité et sur des pentes plus fortes, un plus grand nombre de bennes simultanément (jusqu'à 12). On a pu doubler la longueur des fronts et la production des chantiers. Un chantier de 60 mètres avec six piqueurs (ne faisant pas le boisage) produit 120 bennes de 6 hectolitres.

Il faut, pour combler assez rapidement le vide considérable produit, augmenter la puissance de remblayage. On y arrive : 1° en ayant deux postes de remblayage, par l'emploi très ingénieux d'embranchements faciles à déplacer, au moyen desquels on fait passer les bennes de remblai, de la voie desservie par le treuil, dans l'allée en remblayage.

On voit que la longueur de front attribuée à chaque piqueur est bien plus grande que celle que j'indiquais dans les tailles montantes ; il en résulte un avancement plus lent. Un tel avancement, justifié d'ailleurs par la charge moindre des terrains, facilite l'abatage, il donne un dégagement plus régulier de grisou et plus de latitude aux travaux de remblayage.

Cette exploitation par grandes tailles chassantes inclinées, des tranches descendantes (du toit au mur), s'applique admirablement au gîte régulier et grisouteux (13e et 15e) des houillères de Saint-Etienne ; la pente est faible et la tranche descendante offre une sole favorable à l'établissement des voies (charbons dans les 1res tranches, mur dans la dernière).

Au puits Châtelus, l'irrégularité et l'exiguïté des champs d'exploitation, la forte charge des terrains, la nature des remblais, dont souvent une grande partie est fournie par les travaux de recherche ou d'entretien, l'épaisseur de la couche (7 à 8 mètres), les dégagements faibles de grisou, entraînent l'emploi des tranches ascendantes qui permettent un dépilage intensif et dans lesquelles les préparations sont plus faciles et l'entretien moins onéreux.

Nous avons vu combien d'avantages présente la méthode des tailles montantes lorsqu'elle est applicable.

Dans des régions où la pente est trop forte, il est préférable d'employer les tailles chassantes inclinées. Ces tailles sont prises par gradins renversés ; outre que la couche est peu grisouteuse, les gradins droits, avec une pente un peu forte, obligent à abandonner le triangle de charbon qui sert d'assise à la voie supérieure et, d'autre part, néces-

sitent un boisage difficile et qui ne donne pas autant de sécurité, au croisement de chaque taille et du niveau supérieur (*fig.* 51 et 52); ce dernier inconvénient est d'autant plus sensible qu'à l'amont de ce croisement se trouvent des remblais récents et que le niveau est le siège d'un roulage important; on pourrait, pour l'éviter, tracer les niveaux en partie dans le mur, mais ce serait coûteux.

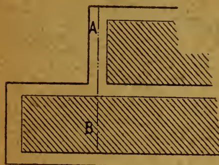


Fig. 51 *bis*.
Tailles chassantes inclinées.



Fig. 52.
Plan incliné.

Les tailles de 2e tranche sont prises le plus souvent en rabattant, par gradins renversés, les niveaux de 1re tranche convenablement élevés, servant à la 2e, grâce au tassement des remblais (*fig.* 45) ; le niveau de base de chaque étage alors remblayé, dans de bonnes conditions, avec la couche elle-même; on évite ainsi des remblayages en cul-de-sac dont nous avons vu les inconvénients, des frais d'entretien et de préparation. Pour culbuter facilement le remblai, on « rebanche », tous les 3 mètres environ, le triangle *abc* (*fig.* 53). Le charbon jeté dans les couloirs tombe directement dans la benne qui se trouve en contre-bas (même figure).

La 3e tranche, dont la sole est assez régulière, s'enlève sans traçage ni déplacement de niveau, comme une 1re tranche; les niveaux de 3e tranche servent au dépilage de la 4e, si elle est mise en charge du remblai dans les tailles est assez solide pour qu'on soit obligé de donner aux chandelles une inclinaison très apparente du côté du remblai.

En 2e, et surtout en 3e tranche, le charbon est généralement plus dur qu'en 1re, et ces tranches, non plus que le toit, ne sont pas très disloquées.

Le dépilage de trois tranches dure environ un an et demi.

Les tailles ont 20 à 24 mètres de longueur, elles donnent avec quatre piqueurs (faisant le boisage) une production de soixante à quatre-vingts bennes de 6 hectolitres. Elles sont assez souples et le clavage du remblai y est facile; mais elles entraînent des complications de rejetage (la pente étant souvent insuffisante), de roulage et d'entretien.

Le roulage avec treuil dans ces tailles, lorsque la pente est trop faible (< 27°) pour le glissement spontané du charbon et du remblai dans les couloirs, mais inférieure aussi à une limite déterminée par

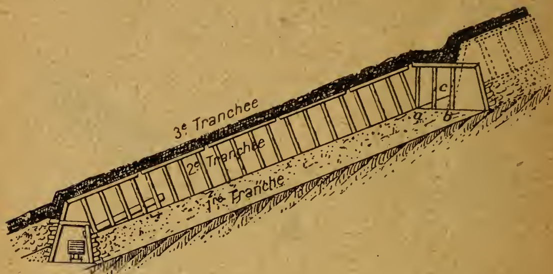


Fig. 53. — Plan incliné (2e tranche).

a sécurité du calage des bois supprimerait le rejetage et permettrait d'augmenter leur longueur et leur production ; il rendrait ainsi discutable l'emploi des tailles montantes. L'établissement des voies dans

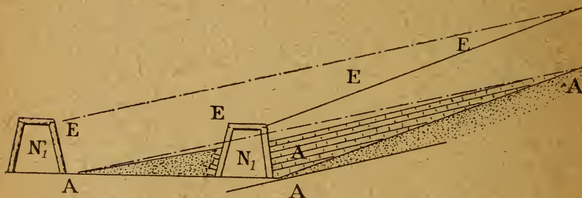


Fig. 54. — Enlèvement de la 3e tranche.
EE, élevage ; — AA, ensablage ; — $N_1N'_1$, galerie de roulage.

la 1re tranche serait sans doute assez facile ; mais, dans les tailles de 2e tranche, le nivellement des remblais et le raccordement des voies de la taille avec celle du niveau inférieur seraient très onéreux. On pourrait, il est vrai, ne prendre la 2e tranche qu'après remblayage

complet de la 1re, ce serait désavantageux au point de vue de l'intensité de la production et de la régularité des remblais. On pourrait aussi faire un changement de tranche en relevant les niveaux sur eux-mêmes; mais, dans ce cas encore, la production serait diminuée, et l'entretien, l'ensablage des niveaux et leur raccordement avec les plans, entraîneraient beaucoup de difficultés.

La méthode par grandes tailles chassantes inclinées, avec roulage au moyen de treuil, semble donc d'une application peu commode dans les tranches ascendantes.

Conclusions. — De l'emploi ci-dessus exposé des différentes méthodes par tranches ascendantes, et bien que la comparaison pratique soit difficile, les irrégularités du gîte entraînant souvent des variations notables dans la charge des terrains, les frais de boisage et de préparation, la productibilité des chantiers, on peut déduire les indications générales suivantes :

Dans une couche puissante, si le toit n'est pas trop mauvais, si l'épaisseur est sensiblement constante jusqu'à 7 ou 8 mètres ou même 10 quand le charbon n'est pas inflammable, on pourra exploiter par tranches inclinées:

a) Avec des tailles montantes, quand l'allure est assez régulière et la pente inférieure à une limite déterminée par la dureté du charbon et le dégagement du grisou ;

b) Avec des tailles chassantes, même si l'allure est, dans une certaine mesure, irrégulière; quand la pente est comprise entre 27° et 45° ou quand elle est inférieure à 27°, si l'épaisseur est faible et si les tailles montantes ne sont pas applicables.

2° En dehors de ces conditions, on exploitera, en général, par tranches horizontales.

Il est cependant un cas où le choix est difficile; c'est quand l'épaisseur est faible, variable, l'allure un peu irrégulière et la pente inférieure à 27°. La tranche horizontale se réduit à un traçage et des dépilages peu productifs au toit et au mur; d'autre part, la pente est très défavorable à l'emploi des tailles chassantes inclinées et les variations d'épaisseur rendent l'enlèvement de le 2e tranche très onéreux.

Matériaux pour remblais. — Le remblai le plus recherché est, sans contredit, le *stérile* à pied d'œuvre ; parfois celui des *épontes du faux toit* ou *faux mur* ; les résidus de préparation mécanique (schistes, quartz, etc.). A côté de ces matières fournies par l'exploitation se placent celles qu'il faut extraire tout exprès de carrières à ciel ouvert ou de *découverts*.

Introduction du remblai. — Quand le traçage s'y prête, on déboule le remblai dans un couloir (puits vertical ou incliné), généralement on descend les remblais à l'aide de *balances sèches* (au frein ou à contre-vapeur pendant les intervalles du trait ascensionnel du mine-

rai). Quelques mines pratiquent le *roulage circulaire* (la Grand'Combe, Rochebelle, etc.) grâce à l'emploi d'un organe très ingénieux imaginé par Bourdaloue (géomètre à la Grand-Combe), appelé par (Cailou : *plan bisautomoteur.*

Le procédé connu sous le nom d'*embouage* tend à remplacer partout où il est praticable la mise en place à la main ou à la pelle du remblai.

Remblayage hydraulique par embouage. — Ce procédé consiste à noyer les vides dans une *eau boueuse* qui y dépose les matières solides qu'elle tient en suspension tandis que l'eau dépouillée s'insinue et filtre à travers des cloisons perméables et va rejoindre le puisard où elle est reprise par les pompes d'exhaure.

Le courant d'eau sert uniquement d'agent de transport, d'épandage ou de mise en place du remblai. Le coût du remblayage se chiffre surtout par le prix du surcroît de travail des pompes d'épuisement.

Il est aujourd'hui prouvé que les matériaux déposés par embouage acquièrent, au fur et à mesure de leur tassement une compacité telle qu'on n'a plus à craindre d'affaissements du sol et qu'on peut dès lors supprimer les pertes dues aux massifs de protection (investisons) réservés autrefois aux abords de tous les organes permanents de l'exploitation.

Matériaux employés. — On emploie de préférence les déchets stériles (schistes des haldes et des triages, schistes frais de lavoirs, cendres de chaudières, etc.) et le sable.

Le sable donne les meilleurs résultats au point de vue de l'herméticité des remblais, mais il est cher ; de plus, avec le sable, la clarification des eaux est parfois difficile à cause de l'argile qui s'y trouve contenue souvent.

Installation pour la distribution des remblais. — Les matériaux sont conduits aux appareils de distribution soit à l'état sec, soit au moyen d'un courant d'eau, surtout quand on peut abattre les matériaux à la lance. Les diverses installations de distribution des remblais installées au jour au voisinage des puits comportent, l'assemblage d'une trémie de mélange avec le tuyautage aboutissant généralement dans le puits par une galerie inclinée.

Arrivée de l'eau. — L'eau employée pour le remblayage hydraulique provient généralement des pompes d'épuisement qui vont dans de grands réservoirs (300 à 500 mètres cubes) placés en contre-haut.

La pression de l'eau joue un rôle essentiel au point de vue de la consommation d'eau qui a pu être considérablement diminuée en passant d'une pression de 2 atmosphères à 10 atmosphères.

La proportion des matériaux et de l'eau de mélange varie entre 1 : 0,8 et 1 : 6, la consommation d'eau croissant avec la grosseur des

grains et aussi avec le poids spécifique et la teneur en argile. Elle varie beaucoup également avec la distance où se fait le transport dans la mine.

Le transport diffère nécessairement suivant qu'il a lieu dans des tuyautages horizontaux ou dans des tuyaux inclinés.

Avant et après chaque opération, il convient de nettoyer la conduite pendant une à deux minutes par un courant d'eau.

Tuyautages. — On emploie des tuyaux en fer étiré, en acier et en fonte, mais la fonte n'est pas à recommander : elle éclate, pèse plus par unité de longueur, elle sert surtout dans la colonne des puits.

Diamètre des conduites. — Varie de 125 à 200 millimètres. La section doit être telle que la conduite soit constamment pleine et donne lieu à un écoulement régulier. Le diamètre doit être d'autant plus fort que les grains de remblais sont plus gros et plus argileux.

Epaisseur des conduites. — Varie, pour tuyaux en fer ou en acier, de 5 à 10 millimètres ; elle est le plus souvent de 8 millimètres.

La longueur la plus convenable pour les tuyaux dans les puits est de 6 mètres dans le cas du fer et de 3 mètres dans le cas de la fonte. Dans les travers-bancs, les tuyaux en fer ou acier ont généralement 5 à 6 mètres et ceux en fonte 3 mètres.

Les tuyaux doivent avoir une longueur uniforme afin de faciliter leur remplacement. La plupart des mines adoptent des tuyaux à partie d'assemblage lisses et à brides mobiles. Les portées unies facilitent le changement des tuyaux ou la réfection d'un joint, et les brides mobiles facilitent le retournement des tuyaux par rotation.

Coudes. — Les coudes constituent un des éléments les plus importants de la conduite en raison de leur usure et des obstructions dont ils sont la cause. Il y a lieu de distinguer les coudes ordinaires, employés dans les galeries, du coude principal situé au fond du puits. Les coudes ordinaires avec angles de 45°, 35° et 15° sont au rayon de 750 à 1.500 millimètres ; souvent leur épaisseur est renforcée à l'extérieur.

Le coude principal du fond du puits est l'objet d'une construction spéciale. On a employé dans ces derniers temps des coudes en plusieurs pièces, faits en acier extra-dur au manganèse.

Le rayon du coude a une importance spéciale ; plus ce rayon est grand, plus le courant est régulier et plus la résistance est faible. Généralement ce rayon est supérieur à 1 mètre.

Les tuyaux revêtus intérieurement en porcelaine ou en bois n'ont pas donné de bons résultats.

LIEU DE L'EMPLOI dans le bassin de Sarrebrück	ANNÉE de l'introduction	MOTIF de l'emploi	EXTRACTION EN 1910 avec remblayage hydraulique et proportion de la production totale
			t.
Puits Ensdorf	1909	Sécurité relativement aux feux	Env. 2.000 = 0,4 0/0
Puits Viktoria de Louisenthal	1909	Exploitation sous le village de Püttlingen	—
Louisenthal (install. intérieure)	1908	Manque de remblais	61.300 = 30 0/0
Puits I Dudweiler	1907	Protection de la surface	36.450 = 4,2 0/0
Puits II Dudweiler	1907	Id.	
Puits Mellings, à Sulzbach	1904	Id.	137.704 = 33 0/0
Puits Lochwiess, à Sulzbach	1905	Exploitation du pilier de protection des puits	
Puits Moorbach Altenwald	1903	Protection de la surface	70.352 — Au total, 29 0/0 de l'extraction
Puits Eisenbahn Altenwald	1906	Id.	66.120
Puits Gegenort Altenwald	1903	Id.	27.191
Puits Feuerofen Altenwald	1910	Id.	7.371
Fosse Heinitz	1904	Protection d'un pilier pour fours à coke et centrale de moteurs à gaz	17.400 = 2 0/0
Puits Dechen	1908	Piliers de protection pour les vieux fours à coke	10 500 = 2 0/0
Installation de Welerbachtal	1911	Sécurité relativement aux feux	—
Fosse König :			
a) Heusnerweiher	1908	Piliers de protection pour Neunkirchen et l'usine Stumm	121.922 = 24 0/0
b) Puits Wilhelm I	1905	Id.	
c) Puits Wilhelm II	1905	Id.	
Fosse Hélène, à Friedrichsthal	1909	Exploitation d'un pilier de protection de puits	32.075 = 7 0/0
Fosse Velsen *a*) Puits Gustave	1905	Manque de remblais. Protection contre le grisou et le danger des poussières	15.242 — = 55 0/0
— *b*) Puits Est	1908	Id.	133.967

MATÉRIAUX employés et leur provenance	QUANTITÉ REMBLAYÉE		GROSSEUR des grains	QUANTITÉ d'eau	CONDUITES		LONGUEUR totale en mètres
	Année 1910	Par heure			Diamètres	Nature de la conduite	
	m3	m3	mm.		mm.		m.
Sable	1.000	20 à 25	60	6	187 et 150	Acier et acier avec garnissage en porcelaine	1.480
lemblaisetcendres de chaudière	»	80	60	3,5 à 4	200 à 176	Fonte	2.350
chistes de lavage	46.000	50	50	1,5 à 3	150	Fonte et fer	860
Id.	33.300	40	30	1,5	150	Fer fondu, acier.	1.750
Id.		40	30	1 à 1.5	150	Fer fondu, acier.	800
Id.	54.243	80 à 100	80	1,1 à 1,5	150	Fonte	4.700
Id.		80 à 100	75	1,05 à 1,36	150	Acier	
able, abatage aux xplosifs et à la lance	13.400	110à120	75	1,4	150	Fonte et acier	4.480
chistes de lavage t remblais broyés	43.000	110à120	75	0,8	150	Id.	5.290
Id.	18.100	110à120	75	0,95	150	Id.	1.305
able, abatage aux plosifs et à la lance	2.750	110à120	75	1,5	150	Id.	1.460
chistes de lavage	9.000	30	40	1,5 à 2	140	Fonte	700
endres de chaudière et remblais tirés	7.500	30	30	2	160 dans puits 157 dans mine	Fonte et acier	700
eux schistes de lavage battus à la lance	—	—	40	»	160 dans puits 157 dans mine	Fonte et acier	
able abattu aux plosifs et à la lance	98.650	80	45	1 à 2	125	Fer étiré	5.322
chistes de lavage et schlamms fins d'usine		60 à 100	40	1,5 à 2	160	Fonte	
Id.		60 à 100	40	1,5 à 2	160	Fer étiré et fer avec revêtement en porcelaine ou en bois	
ble abattu aux explosifs et à la lauce	7.260	21	60	1,5	150	Acier et avec revêtement en porcelaine	2.000
ble abattu aux explosifs	14.000	72	60	1,47	187	Fer étire et acier	5.200
le abattu à la lance	74.166	54	60	1,33	150	Id.	

ATMOSPHÈRE DES MINES

Pour assurer le bien-être des ouvriers et leur complète sécurité, il ne suffit pas de mettre à leur disposition le volume d'air nécessaire à leur respiration normale; il faut parvenir à combattre les dégagements de gaz nuisibles (acide carbonique, oxyde de carbone, grisou, acide sulfureux, acide sulfhydrique, vapeurs nitreuses, etc.), à détruire les miasmes morbides et à réaliser les conditions d'hygiène sévère qu'impose l'existence souterraine. L'air des mines est vicié par la respiration des hommes et des animaux, la combustion des lampes, les émanations de beaucoup de substances minérales et principalement par les gaz résiduaires des coups de mine et le grisou. Quand la proportion d'oxygène descend au-dessous de 15 0/0, l'air devient irrespirable et à 10 0/0 les lampes ne brûlent pas.

L'acide carbonique dans la proportion de 2 0/0 rend la respiration pénible et rend tout travail impossible dès qu'il entre pour 1/10 dans la composition de l'air; il provoque l'asphyxie au delà de 30 0/0.

Outre les atmosphères viciées, il faut encore combattre les atmosphères chaudes. On admet que la température s'élève de 1 degré centigrade :

dans les charbonnages, par	26	à	28	mètres d'approfondissement
dans les mines métalliques	32	à	34	—
dans les roches vulgaires	30	à	120	—

Ce chiffres représentent le *degré géothermique* d'une mine.

La température T à la profondeur de H mètres dans les mines métalliques profondes, peut être ainsi évaluée :

$$T = 10 + \frac{3}{100}\left(H - 13\right),$$

en supposant un degré géothermique $= \frac{100}{3} =$ 33 à 34 mètres, une température superficielle de 10°, et qu'à 13 mètres de profondeur (donnée de l'Observatoire de Juvisy) l'action de la chaleur atmosphérique n'a plus aucun effet.

Dans une atmosphère très sèche, un homme peut travailler quelque temps à 40 et même 45°, tandis qu'il s'épuise vite dans une atmosphère humide dont la température atteint 35°.

Il faut à un homme en repos et par heure 25 litres d'oxygène pour qu'il respire normalement et 40 litres quand il se livre à un effort musculaire important. Il faut donc à un ouvrier au travail environ 200 litres d'air par heure.

Une lampe en exige à peu près autant ; c'est donc 400 litres d'air par heure qu'il faut assurer à un ouvrier muni de sa lampe.

Pour produire un courant d'air capable de balayer en outre les gaz nuisibles et entraîner les produits viciés, il importe, suivant les cas, de régler l'aérage d'une mine à raison de 10 à 50 litres par ouvrier et par seconde avec une vitesse moyenne de 0,40 à 1 mètre, et le triple par cheval.

On doit se préoccuper, pour décider la disposition générale des travaux d'une mine : du roulage jusqu'au point le plus bas, de la circulation de l'air et de l'assèchement des chantiers.

Il importe de ne laisser en dehors du courant d'air aucun chantier, ni aucune galerie de roulage, qui oblige à *subdiviser* le courant en plusieurs circuits partiels, au lieu de le conduire le long de toutes les parties les unes après les autres. La dépression décroît en raison inverse du cube du nombre des dérivations. Elle sera 8, 27, 64,... fois moindre, si l'on a fractionné la circulation en 2, 3, 4,... courants partiels.

On doit diviser l'exploitation en *quartiers indépendants*, afin qu'une fois l'atmosphère d'un quartier contaminé l'on puisse envoyer directement à l'extérieur cette masse d'air sans qu'elle parcoure d'autres chantiers. L'application de ce principe, si important pour les mines grisouteuses, est néanmoins très difficile.

A propos des machines d'aérage, nous avons fourni tous les éléments de calcul du travail à développer pour faire circuler ou engager dans une mine un volume q d'air, page et suivantes.

M. Murgue a préconisé l'emploi de l'*aérage diagonal* en plaçant, lorsque rien ne s'y oppose, les puits d'entrée et de sortie aux deux points les plus éloignés du réseau de galeries, en vue d'en faire parcourir l'ensemble au moyen d'un trajet moins compliqué que quand il faut ramener l'air presque au point de départ.

Quand il existe plusieurs puits, il vaut mieux n'avoir qu'*un seul* puits de sortie de l'air ; si on en consacre deux par exemple à la sortie, il est à craindre que l'aérage ne devienne indécis dans certains quartiers.

Enfin, dans les mines grisouteuses, il faut assurer la *circulation ascensionnelle*, c'est-à-dire que l'air doit entrer par l'accrochage le plus profond et se promener toujours en montant et surtout on doit s'arranger de manière que le courant n'ait jamais à redescendre dès qu'il a traversé un quartier grisouteux.

Pour assurer la *distribution* de l'air, il faudra établir :

Des *barrages* isolant tous les *quartiers* de la mine qui ne réclament par d'air frais :

Des *portes* en nombre suffisant pour obliger l'air à parcourir le circuit voulu avant de revenir au puits de sortie d'air ;

Des *canards*, un *carnet d'aérage*, ou, lorsque les circonstances le permettront, un *massif de remblais*, pour obliger l'air à aller jusqu'à l'extrémité d'une *galerie* ou d'un *puits* en creusement dans le rocher ou dans le charbon massif

Enfin, dans les mines à grisou, des *remblais* aussi *serrés* et suivant le front de taille d'aussi près que possible, afin de faire *lécher* par l'air tous les points des chantiers, qui ne doivent présenter aucun cul-de-sac pouvant former *poche à grisou*. Ces chantiers seront, d'ailleurs, disposés de manière à ce que le *courant d'air* y soit toujours *ascensionnel*, c'est-à-dire que l'air arrivera au bas du champ d'exploitation et parcourra les tailles en montant pour gagner le retour d'air qui sera placé à la partie supérieure.

Pour *réduire* au minimum les *résistances* s'opposant à la circulation de l'air dans les travaux, on donnera aux galeries la *section la plus grande* possible eu égard à toutes les conditions de l'exploitation, et, pour *augmenter* cette section, qui est nécessairement très limitée, on devra, toutes les fois que les circonstances le permettront, *diviser le courant d'air* en le faisant circuler dans un ensemble de deux ou de trois galeries. Si, par exemple, on a à aérer un système de galeries en direction reliées par des voies montantes, on enverra l'air au front des tailles par l'ensemble des deux galeries inférieures, et l'on prendra pour retour d'air l'ensemble des deux galeries supérieures.

On parvient à *subdiviser* le *courant d'air général* en *courants partiels* entièrement distincts, aérant chacun un quartier différent de la mine, et de *volume réglé* pour chacun d'eux, au moyen de *portes à guichet mobile*, suivant l'importance du quartier desservi, sa nature plus ou moins grisouteuse et les conditions dans lesquelles il doit être exploité, ces courants partiels ne se réunissant que dans le puits de sortie d'air.

Ventilation par foyer. — Le *foyer* doit être établi :

1° De manière à agir dans la direction du courant d'air qui tend à s'établir naturellement dans les travaux en hiver ;

2° Au point du puits où vient déboucher le courant d'air après avoir circulé dans les travaux ;

3° S'il y a du grisou, en dessous de ce point, et à une distance suffisante (15 à 30 mètres) pour que les gaz n'arrivent dans le puits que parfaitement éteints, l'air qui alimente le foyer devant, dans ce cas, être pris en dehors des *quartiers à grisou*, et, si c'est nécessaire, *à l'extérieur*.

Les *conditions de marche* des foyers sont résumées par la formule suivante, qui donne la *dépression théorique* h, produite par un foyer établi à une *profondeur* H, et élevant de t à t' la *température* de l'air :

$$h = \mathrm{H}\,\frac{a(t'-t)}{1+at}.$$

Dans cette formule, $a = 0{,}00366$, coefficient de dilatation de l'air.

Cette formule montre que :

Ventilation par foyer dans les houillères anglaises.

Désignation des Houillères	Quantité de grisou	Diamètre du puits de sortie d'air	Volume d'air utile Mètres cubes par seconde	Profondeur à laquelle est établi le foyer	Section du foyer	Charbon consommé par 24 heures	Extraction par 24 heures en hectolitres	Mètres cubes d'air fournis par seconde et par 1.000 hectol. extraits	Observations
		mètres	mèt. c.	mètres	mèt. q.	kil.			Dans ces différentes mines, la section des voies est considérable, elle peut être estimée en moyenne à : 8 à 9m,00 carrés pour les galeries principales et plans inclinés ; 5 à 6 mètres pour les galeries secondaires et voies de retour.
Netherton	pas.....	2,40	»	60	4,46	3.200	7.600	»	
West-Slekburn..	très peu.	2,70	14	210	5,02	2.000	13.300	1,05	
North-Seaton ...	—	3,10	42	219	5,58	6.600	14.000	3,00	Un échappement de vapeur vient ajouter son action à celle du foyer.
Cowper Hartley.	peu.....	3,60	33	180	»	2.500	10.000	3,30	
Seaton Delaval..	—	2,40	40	183	»	»	14.000	2,80	Des jets de vapeur viennent augmenter l'action du foyer.
Killingworth....	—	»	19	»	»	»	8.700	2,20	
Burradon.......	—	3,05	11	208	»	»	»	»	
Townley	—	2,70	9	87	»	»	4.400	2,10	
Hebburn	beaucoup	3,66	33	»	»	»	»	»	
Harton-Hilda ...	—	3,66	46	274	8,94	3.000	19.000	2,40	Échappement de vapeur dans le puits de sortie d'air.
Ryhope	—	»	42	464	7,42	4.000	22.900	1,80	
Hetton.........	—	4,27	88	274	20,28	19.600	14.000	6,30	Les foyers de 4 chaud. souterraines augmentent l'action du foyer.
Eppleton	—	3,35	72	318	14,60	10.000	14.000	5,10	Les foyers de 2 chaud. souterraines augmentent l'action du foyer.
Elemore........	—	2,64	37	237	10,04	8.500	10.000	3,70	Idem.
Waldridge	—	»	22	135	»	»	7.400	3,00	
Pelton	—	2,75	32	95	»	4.000	6.700	4,80	
Oaks..	—	3,28	67	261	4,70	7.000	8.500	7,90	
Lundhill	—	»	28	»	»	»	»	»	
Middle-Duffryn..	—	»	13	»	»	»	»	»	

L'*effet* des foyers croît avec la *profondeur* à laquelle ils sont installés et l'*écart des températures* qu'ils produisent, mais dans une proportion de plus en plus petite à mesure que s'élève la température produite par le foyer.

Dans la pratique, l'*élévation de température* produite par les foyers ne dépasse pas, en général, 40°, et les *dépressions maxima* obtenues dans ces conditions croissent, comme l'indique le tableau ci-dessous, avec la profondeur à laquelle le foyer est établi dans le puits de sortie d'air :

Profondeur à laquelle est établi le foyer.	Dépression produite en millim. d'eau.	Profondeur à laquelle est établi le foyer.	Dépression produite en millim. d'eau
Mètres.	Millimètres.	Mètres.	Millimètres.
10	1,4	600	84,0
100	14,0	700	98,0
200	28,0	800	112,3
300	42,0	900	126,0
400	56,0	1.000	140,0
500	70,0	1.500	215,0

Ces dépressions représentent le *maximum d'effet* des foyers pour une profondeur donnée : les pertes de charge font qu'en réalité l'effet utile se tient bien au-dessous de ce maximum.

L'*humidité du puits* de sortie d'air amoindrit très notablement l'action du foyer.

Lorsque la *dépression à produire* pour faire circuler depuis l'orifice d'entrée jusqu'au foyer le volume d'air exigé par les travaux est égale au poids d'une colonne d'air à la température ordinaire ayant pour hauteur la profondeur du puits de sortie, *les foyers cessent de produire aucun effet*. Or, on sait qu'à la température de 10°, qui peut être admise comme la température moyenne de l'air dans les puits d'entrée d'air, le poids de la colonne d'air contenu dans un puits est de 1kg,252 par mètre carré de section et mètre courant de profondeur.

On trouvera dans le tableau précédent quelques données intéres santes sur les conditions dans lesquelles fonctionne la ventilation par foyer dans un certain nombre de grandes houillères anglaises. (Voir p. 263.)

Grisou. — *Caractères de sa présence.* — Le *grisou*, mélange, en proportions variables, d'hydrogène protocarboné et d'hydrogène bicarboné, de densité inférieure à celle de l'air, ne rend l'atmosphère *irrespirable* qu'autant qu'il est en proportion suffisante pour réduire à moins de 15 0/0 la proportion d'oxygène ; mais il rend l'atmosphère *inflammable* dès qu'elle en contient 8 0/0, et *explosive* dès qu'elle en contient 12 0/0.

Le *grisou marque*, dans la *lampe de sûreté*, dès qu'il y en a 3 à 4 0/0, et, en élevant lentement la lampe dans un chantier à grisou, en prenant soin de cacher à l'œil, à l'aide du doigt, la partie la plus brillante

de la flamme, on observera, à l'intérieur du treillis, les phénomènes suivants, à mesure que croîtra la proportion de grisou :

Flamme très allongée, auréole très épanouie à.........	6 0/0
Propagation lente de la flamme dans toute la masse comprise à l'intérieur du treillis, à............... 7 ou	8 —
Propagation instantanée de la flamme et explosion d'énergie *maxima*, à..................... 12 ou	14 —
Même phénomène qu'à 6 0/0, à.....................	20 —
La lampe s'éteint à................................	30 —

Les différents indicateurs de grisou. — La lampe de sûreté, la lampe à benzine particulièrement, est l'indicateur instantané de grisou de beaucoup le plus employé. Elle n'offre cependant jamais une sécurité complète, et, placée entre des mains inattentives ou inexpérimentées, elle a provoqué déjà quelques explosions de grisou.

La lampe électrique bien construite semble plus sûre, mais elle a le grave inconvénient de ne pas déceler le grisou. On a cherché à réaliser des indicateurs de grisou et ces appareils peuvent être classés en neuf groupes :

1° Appareils qui utilisent la faculté d'absorption du grisou par la mousse de platine ;

2° Appareils où les gaz sont décelés par diffusion ;

3° Appareils qui utilisent les variations de chaleur d'une flamme en atmosphère grisouteuse ;

4° Appareils basés sur les variations du poids spécifique de l'air grisouteux ;

5° Appareils qui utilisent la faculté d'explosion du mélange grisouteux ;

6° Appareils basés sur un principe acoustique ;

7° Appareils utilisant la variation de volume d'un mélange grisouteux après qu'on y a brûlé le grisou ;

8° Appareils basés sur les variations d'éclairement d'une source lumineuse ;

9° Appareils utilisant d'autres principes ou d'autres réactions.

Arrêté relatif à l'emploi des lampes de sûreté. — L'article 146 du règlement général de 1911 sur l'exploitation des mines de combustibles stipule que « les lampes de sûreté doivent être conformes à un des types agréés par le ministre des Travaux publics». Un arrêté du 23 février 1912 indique la liste des lampes de sûreté agréées par le ministre. Ce sont les suivantes :

A. — *Lampes de sûreté à flamme.*

1° Lampe Marsaut, à huile ;
2° Lampe Fumat, à huile, modèle 1895 ;
3° Lampe Fumat, modèle G. C. ;
4° Lampe Fumat, modèle 1903 ;

5° Lampe Thomas Grey ;
6° Lampe Marsaut, à essence ;
7° Lampe Fumat, à essence, modèle 1895 ;
8° Lampe Fumat, à essence, modèle 1906 ;
9° Lampe Wolff, à alimentation inférieure ;
10° Lampe d'Arras ;
11° Lampe Muller.

B. — *Lampes de sûreté électriques.*

1° Lampe Cotté (Catrice, constructenr) ;
2° Lampe Lux (Mallet, constructeur) ;
3° Lampe universelle (Mallet, constructeur) ;
4° Lampe Trin ;
5° Lampe H. Jorris.

Arrêté relatif à l'emploi des indicateurs de grisou. — L'article 139 du décret du 13 août 1911 sur l'exploitation des mines de combustibles dit : « La teneur en grisou des retours d'air est relevée quotidiennement dans les mines franchement grisouteuses et au moins une fois par semaine dans les mines faiblement grisouteuses au moyen d'un indicateur donnant des résultats immédiats. Ces résultats sont contrôlés au moins une fois par mois au moyen d'un appareil de dosage. Les teneurs en grisou sont consignées à leur date sur le registre d'aérage. Les indicateurs sont d'un type agréé par le ministre des Travaux publics. »

Un arrêté du 23 février 1912 a agréé, pour être employés dans les mines grisouteuses, les indicateurs de grisou conformes au type connu sous le nom de lampe Chesneau.

Dégagements instantanés de gaz acide carbonique. — Un certain nombre de mines de houille du Centre de la France ont à lutter contre un danger aussi grave que le grisou ou les poussières de charbon, celui des dégagements instantanés d'acide carbonique ; ces dégagements prennent, depuis quelques années, une extension de plus en plus considérable.

Voilà dix ans, il n'y avait encore en France qu'une mine qui y fût véritablement sujette, la mine de Fontanes, dans le département du Gard ; quelques dégagements s'étaient bien aussi produits dans le bassin de Brassac (départements du Puy-de-Dôme et de la Haute-Loire), mais ils avaient été peu nombreux et relativement peu importants. Aujourd'hui, l'une des mines de Brassac, la mine du « Grosménil », a des dégagements aussi violents qu'à Fontanes ; il s'en est produit d'autres, tout à fait comparables, dans le bassin complètement différent constitué par la traînée houillère qui traverse du Nord au Sud le plateau Central français entre Decize et Champagnac ; enfin, dans le Gard, les dégagements se sont multipliés et ont atteint non

seulement les mines de Rochebelle et du Nord d'Alais, qui exploitent le prolongement des couches de Fontanes, mais encore des mines exploitant des couches toutes différentes à l'autre extrémité du bassin dans la concession de Trélys. Les dégagements du Nord d'Alais surtout sont formidables; celui du 6 juillet 1907 n'a pas projeté moins de 4.000 tonnes de déblais, dont 1.000 au jour; l'acide a envahi pendant plusieurs heures tout le carreau de la mine, tuant 3 ouvriers à l'extérieur et provoquant des commencements d'asphyxie dans un rayon de plusieurs centaines de mètres autour du puits.

Le seul moyen pratique, actuellement connu, de lutter contre le danger des dégagements instantanés d'acide carbonique, consiste à interdire tout abatage au pic, et à n'obtenir l'avancement qu'au moyen de très fortes charges d'explosifs, tirées à l'électricité d'un point suffisamment éloigné; sauf dans des cas très particuliers, le tirage se fait du jour, entre les postes, une fois tout le personnel sorti de la mine.

Jusqu'ici, partout où ces précautions ont été convenablement prises, elles ont pu, abstraction faite de l'accident du 6 juillet 1907 au Nord d'Alais, éviter tout accident de personne; mais il est indispensable d'employer des charges d'explosifs considérables, déterminant un violent ébranlement du massif, et de répartir sur toute l'étendue du chantier les coups de mine d'une même volée; sans quoi un dégagement peut se produire inopinément pendant le poste et entraîner les conséquences les plus graves.

V. — PRÉPARATION MÉCANIQUE TRIAGE ET LAVAGE DES CHARBONS AGGLOMÉRÉS

La préparation mécanique comprend l'ensemble des manipulations qui ont pour but de transformer le tout-venant sortant de la mine en produits métallurgiques ou marchands sans modifier la nature chimique de la substance minérale extraite du gîte minier.

On grille bien parfois certains sulfures pour les transformer en des corps paramagnétiques et on calcine aussi certains carbonates (sidérose, calamine, etc.), mais ce sont là des cas tout à fait exceptionnels. On s'est borné pendant longtemps à mettre à part un minerai quelconque (blende, galène, chalcopyrite, etc.), et à rejeter sa gangue. La préparation mécanique moderne se trouve en présence d'exigences nouvelles : elle doit aboutir à isoler de matières hétérogènes (*minerais complexes*) les divers minéraux constituants tels que la métallurgie les réclame, c'est-à-dire débarrassés des éléments particulièrement nuisibles aux opérations métallurgiques subséquentes ; elle doit permettre d'extirper, d'autre part, *à peu de frais*, les particules de matières minérales (*minerais à basses teneurs*) disséminées dans une grande masse de matières pierreuses stériles pour qu'on puisse les concentrer dans un produit riche qui ne peut être obtenu qu'en élaborant et manipulant des quantités énormes de matériaux naturels pauvres (mines porphyriques de cuivre, conglomérats aurifères, granulites stannifères, etc.).

Tout projet de traitement par préparation mécanique est régi et gouverné par la détermination des termes du premier membre de la relation ci-dessous que nous avons appelée : « équation générale de la préparation mécanique » (*Traité de Préparation mécanique*, Roux-Brahic ; Dunod et Pinat, éditeurs) :

$$\pi + \Sigma F\mu = \Sigma FM - \left[\left(K + T + C\right) + \left(P + \Delta\right)\right].$$

π, coût des manipulations de la préparation mécanique ;
$\Sigma\mu$, total des pertes en métaux (plomb, zinc, cuivre, etc.);
F, prix du kilogramme des divers métaux contenus dans le minerai ;
ΣM, teneur en métaux (plomb, zinc, cuivre, etc., contenus dans les minerais tout venant ;
K, retenues réclamées par les usiniers pour les opérations métallurgiques ;
T, frais de transport de la mine aux usines;
C, frais de courtage;
P, coût d'extraction du tout-venant;

Δ, bénéfice que décide de s'adjuger (par tonne) l'exploitant suivant l'importance du capital de son entreprise et suivant ses charges financières.

Si l'égalité précédente ne peut être obtenue, il ne peut être question d'installer une préparation mécanique.

De toutes les valeurs qui entrent dans le second membre de l'équation générale de la préparation mécanique, la plus importante à connaître est la valeur de K, c'est-à-dire la somme que réclame, dans l'état actuel des usages du marché, le fondeur ou le métallurgiste pour se couvrir partiellement de ses frais de fusion. Cette retenue varie tous les cinq, dix ou quinze ans comme varient et progressent les procédés métallurgiques. On trouvera dans l'ouvrage que nous avons cité les formules usitées pour les marchés les plus courants et les valeurs de K concernant les divers métaux.

A l'aide de cette équation, et pour un minerai donné, il sera commode de savoir si telle mine comporte ou non la création d'un atelier de préparation mécanique, et dans quelle limite telle autre mine peut pousser l'enrichissement de son minerai afin de porter au maximum le gain qu'elle en peut retirer sans toutefois risquer, par les pertes inévitables $\Sigma\mu$ de l'opération, de contrebalancer le profit Δ convoité. Ce sont ces deux écueils : enrichissement *insuffisant* et enrichissement *onéreux*, que doit éviter l'ingénieur chargé d'établir et de conduire un atelier de préparation mécanique.

Le but de toute préparation mécanique est de détruire pour pouvoir séparer ensuite, l'un après l'autre, les divers éléments minéraux entremêlés dans une pierre (gangue) à rejeter.

Les opérations nécessaires pour atteindre ce but, assez compliquées en apparence, se réduisent cependant à un nombre limité de manipulations déterminées assez simples. Elles consistent, au fond, à amener les différents morceaux, de quelque dimension qu'ils soient, les plus gros comme les plus petits, à un état tel qu'ils ne contiennent plus que *l'un des minerais individuels* entrant dans le mélange hétérogène avec, en plus, très peu de gangue et aussi peu que possible de minerai étranger. La proportion de minerai étranger ne doit pas dépasser celle supportée et admise par l'usine qui traite le minerai principal (voir « formules d'achats » dans notre traité de *Préparation mécanique*).

Cette séparation sera évidemment d'autant plus difficile que les différents minéraux seront plus intimement enchevêtrés parce que, dans ce cas, l'on sera conduit fatalement à broyer en fragments minuscules.

On conçoit, d'après cela, que toute préparation mécanique comportera trois genres d'opérations qui devront se répéter sur des fragments *de même grosseur* :

1° Un triage dont le but est de mettre à part trois produits :

a) Un produit choisi définitif (produit marchand, bon à fondre, minerai de fonderie)

b) Un produit inutilisable (stérile, rejet, résidus, etc.);
c) Un produit contenant des parcelles des divers constituants du tout-venant (mixtes, barrés, repassages, etc.);
2° Un broyage des mixtes ;
3° Un classement volumétrique des produits broyés.

Ces trois opérations se répèteront sur des *gros morceaux* (au-dessus de 20 millimètres), sur des *grenailles et sables* (de 1 à 20 millimètres, sur des *boues fluantes* ou des *poussières fines* (de 0mm,5 à 1 millimètre) sur des *particules impalpables* (au dessous de 0,mm5).

Un atelier de préparation mécanique complet comprendra donc :
1° Un atelier de travail des gros ;
2° Un atelier de travail des grenailles ;
3° Un atelier de travail des boues ou des fines (travail à sec) ;
4° Un atelier de travail des eaux résiduaires ou des poussières (travail à sec).

Chacun de ces ateliers comprendra des appareils distincts et spéciaux destinés à opérer la mise à part dans chaque catégorie de grosseur des produits *a*, *b* et *c* définis plus haut.

ATELIER DE TRAVAIL DES GROS.

L'ensemble des manipulations qu'exige le tout-venant tel qu'il arrive de la mine comprend : l'élimination sur *grille*, après *débourbage*, de tout ce qui n'est pas gros, et le triage à la main (*Klaubage*) des morceaux.

Les mixtes du Klaubage sont souvent soumis immédiatement à un cassage au marteau à main et à un triage consécutif (*scheidage*), opération qui avait une importance très grande autrefois ; elle est beaucoup trop négligée à présent.

Les blocs sont habituellement cassés, dans les ateliers européens, à l'aide de *concasseurs à mâchoires* (Black, Marsden, Dodge, etc.), et dans les ateliers américains à l'aide de *broyeurs à noix* (Gates, Mac-Cully, etc.) et quelquefois (lac Supérieur, Transvaal), par des *marteaux-pilons* à *vapeur* ou à *air comprimé*.

Le Klaubage se fait sur des *tables rotatives ;* des *courroies transporteuses* (Robins, etc.) des *couloirs oscillants à secousses*, etc.

ATELIER DE TRAVAIL DES GRENAILLES ET SABLES.

Les fragments qui arrivent à cet atelier viennent de plusieurs points : ce sont d'abord les parties du tout-venant qui ont traversé les vides de la grille, à l'entrée de l'atelier des gros, puis les débris

du cassage au marteau (scheidage) et enfin le produit du concassage des blocs (mixtes du tout-venant).

Ces mixtes réclament un broyage qui est fait par des *broyeurs à cylindres* qui s'emparent des morceaux ayant de 20 à 30 millimètres et qui les réduisent à n'avoir plus que 4 à 5 millimètres de grosseur.

Pour ne pas encombrer le broyeur, on fait, à l'entrée de l'atelier de travail des grenailles, ce qu'on a fait à l'entrée de l'atelier de gros : on divise en deux parties tout ce qui se présente en chargeant un appareil spécial (autrefois un trommel, à présent de préférence un vibro-classeur) de rejeter toutes les particules fines (plus petites que 1 millimètre) pour ne garder que celles comprises entre 1 et 5 millimètres.

Ce n'est pas sur des fragments aussi petits qu'il faudrait songer appliquer le minutieux examen et le doigté, quelque subtil qu'il soit, d'un ouvrier, homme ou femme. Il faut recourir, pour trier les sortes distinctes, dans une masse considérable de grenailles et sables hétérogènes, à des moyens physiques et mécaniques. De toutes les propriétés physiques qui différencient entre elles les substances minérales, celle du poids spécifique a été choisie comme la plus apte à donner un triage efficace et rapide. Le triage des grains s'opère dans le *bac à piston* (crible, jig, etc.).

Le bac à piston travaille, et *parfois très efficacement*, des grains mêlés de plusieurs calibres à la fois (ateliers genre Cornwall) ; mais, en général, il exige qu'on ne lui livre que des grains d'*à peu près même grosseur*.

Le calibrage, ainsi réclamé, s'opère à l'aide de tamisages à travers des tôles perforées.

Jusqu'à ces dernières années, les ateliers de travail des grenailles étaient embarrassés par ces engins encombrants et de rendement médiocre appelés *trommels*. La tendance actuelle est de les remplacer par des *vibro-classeurs*. Cette innovation très heureuse a été instaurée, croyons-nous, tout d'abord, en Sardaigne par un des ingénieurs qui ont le plus fait pour le perfectionnement des méthodes de la préparation mécanique : Ferraris, l'éminent directeur des mines de Monteponi.

Les différentes grosseurs de grenailles à faire, et conséquemment, le nombre de bacs à piston et des compartiments de chaque bac devant traiter respectivement chaque grosseur distincte de grenaille varient d'après la nature et la complexité du minerai. On s'était arrêté, jusqu'ici, pour fixer le barème des grosseurs, sur une progression géométrique dont la raison était la valeur du rapport des densités respectives des minerais dans l'eau (formule de Rittinger). Mais il s'est passé à propos de la loi mathématique énoncée par Rittinger ce qui s'est passé à propos de bien d'autres lois physiques : l'expérience a prouvé que cette loi n'était qu'une loi-limite dont il fallait se garder d'ap-

pliquer la trop excessive rigueur. Les données expérimentales ont modifié de fond en comble les valeurs des rapports des diamètres entre les grains hétérogènes que nous avons appelés : *équi-tombants*, et surtout entre les grains hétérogènes *équi-statants* (voir notre *Traité de préparation mécanique*), et les grains *équi-adhérents*. Ces locutions significatives que nous proposons, dont l'usage facilitera beaucoup le langage, portent en elles un sens précis, tandis que le terme, usité jusqu'ici, de grains *équivalents* ne fait pas connaître sur quoi porte l'équivalence ; les grains hétérogènes équi-tombants, équi-statants, équi-adhérents sont, en effet, équivalents, mais ils le sont dans trois phénomènes distincts : en chute tranquille, en stationnement dans un courant d'eau ascendant, en résistance à l'entraînement d'une nappe d'eau descendante sur une surface lisse. En introduisant ces termes dans le langage courant, nous verrons disparaître toute ambiguïté.

Broyeurs pour atelier de travail des grenailles et sables. — Un grain sphérique soumis au broyage peut subir trois actions:

1° L'action de forces opposées à l'extrémité d'un même diamètre (bocards, broyeurs à force centrifuge, etc.) ;

2° L'action de forces agissant suivant les côtés d'un angle au centre (broyeur à cylindre).

3° L'action de forces de friction agissant suivant deux tangentes aux extrémités d'un même diamètre (broyeur à meule, broyeur chilien, etc.).

Ces actions sont parfois combinées et se produisent simultanément dans un certain nombre d'appareils de broyage (broyeur Huntington, Vapart, à boulets, tube Mill, etc.).

Le type de broyeur pour atelier de grenailles est le *broyeur à cylindres*.

L'étude analytique du broyage nous donne comme expression du travail exigé pour sectionner dans un bloc cubique d'arête D un fragment cubique d'arête d :

$$W = 3KA\left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D}\right).$$

A, effort d'arrachement par unité de surface ;
K, coefficient spécifique variant de 1,2 à 1,7.

Cette formule indique que le travail exigé pour broyer un bloc de pierre est proportionnel à la différence des diamètres du bloc initial et du fragment obtenu. Elle permet de résoudre un problème pratique très intéressant : Supposons, en effet, qu'il ait fallu 20 HP pour réduire une certaine quantité de minerai de la grosseur de 20 millimètres à celle de $12^{mm},5$; à l'aide de la formule précédente, nous trouverons de suite la force qu'exigera le broyage de ce même minerai pour le faire

passer de la grosseur de 12mm,5 à la finesse de 3mm,2 ; il suffira d'écrire la proportion :

$$\frac{20}{x} = \frac{3KA\left(\frac{1}{0,125} - \frac{1}{2}\right)}{3KA\left(\frac{1}{0,032} - \frac{1}{2}\right)},$$

d'où $x = 84$ chevaux.

On peut encore, à l'aide de cette formule, déterminer : 1° la force nécessaire pour broyer un certain poids de minerai ayant un poids spécifique Δ, et aussi : 2° le nombre de fragments d'une dimension donnée (de 1 centimètre cube par exemple) que l'on peut obtenir par le broyage d'une tonne de ce minerai à poids spécifique Δ.

Dans les broyeurs à cylindres ordinaires, un des cylindres repose sur des coussinets indépendants glissant sur un bâti ; il est très difficile de les régler de manière à ce que l'écartement des bagues soit constant, parce qu'ils prennent rapidement du jeu. Dans le broyeur Krom, le rouleau mobile a ses deux coussinets portés par deux joues faisant partie d'une pièce de fonte qui tourne autour d'un axe ; l'écartement des bagues y est obtenu par deux fortes tiges en fer traversant les plaques entre lesquelles se trouvent les ressorts ; la longueur de ces tiges est réglée au moyen d'écrous et de contre-écrous.

Dans le broyeur Frazce, l'usure irrégulière des bagues est combattue par un artifice ingénieux.

Cribles. — Cet appareil séparateur des grains est fondé sur le phénomène de la chute de particules hétérogènes dans un *champ* de courants d'eau ascendants parallèles. Ce champ de courants verticaux est produit par la pulsion violente de l'eau, à travers les trous d'un tamis, provoquée par la descente brusque de la grille ou par le jeu d'un piston.

Au lieu d'étudier la chute des grains de minerais dans un pareil système, on s'est tenu au cas de grains tombant en eau tranquille, condition extrêmement éloignée des conditions pratiques habituelles. Toute l'ancienne théorie du crible est restée basée sur les considérations suivantes :

Imaginons qu'on laisse tomber en nappe, au sein d'un liquide, une série de morceaux de minerai semblables entre eux comme forme et dimension, mais de densité différente. La résistance due au liquide est identique pour tous les morceaux ; mais, les poids étant proportionnels aux densités, les plus lourds prendront l'avance.

Soit l la longueur de la dimension homologue des produits à classer, δ la densité du minerai. Le poids sera $Al^3\delta$ et la masse :

$$\frac{Al^3\delta}{g}.$$

La poussée du liquide est égale à $Al^3(\delta - 1)$.

On voit facilement que le mouvement tend rapidement à devenir uniforme, ou, ce qui revient au même, que, si on lance, contre les morceaux équivalents, un courant de vitesse uniforme, le classement se fera sur une hauteur très restreinte.

Soient D et D′ deux diamètres de trous d'un crible destiné à classer des matières ayant la longueur l comme dimension homologue et tels que $D > l > D'$. Il y aura classement si

$$D(\delta - 1) < D'(\delta' - 1).$$

Autrement dit, pour avoir theoriquement une séparation sûre, il faut établir une progression des trous des cribles dont la raison soit *supérieure à l'unité* et inférieure au rapport des *densités dans l'eau* des matières à traiter

$$1 < \frac{D'}{D} < \frac{\delta' - 1}{\delta - 1}.$$

Avec l'*eau de mer*, le classement se *fait mieux*, car le rapport $\frac{\delta' - \Delta}{\delta - \Delta}$, Δ étant la densité de l'eau salée, est supérieur à l'unité.

L'étude de la chute des particules hétérogènes dans l'eau a été soigneusement faite depuis surtout que la photographie instantanée et le cinématographe ont permis de fixer toutes les circonstances du phénomène.

On possède à présent des observations photographiques et cinématographiques du mouvement des particules hétérogènes dans l'eau qui sont venues compléter l'interprétation analytique du phénomène de la chute des grains dans un liquide quelconque.

L'observation a montré qne, presque aussitôt lâchées dans l'eau, les particules hétérogènes, d'à peu près même grosseur, s'éparpillent instantanément pour prendre au bout d'une courte fraction de seconde une vitesse limite de chute a qu'elles conservent ensuite indéfiniment.

Si nous supposons qu'une particule tombe au sein d'un liquide animé d'un mouvement ascendant ou descendant, de vitesse v_0, nous aurons pour expression de la vitesse de la particule au bout du temps t compté à partir de l'origine du mouvement :

$$v = \left(a \pm v_0\right) t - \text{II}\cdot$$

Si les mouvements sont d'amplitude assez faible pour que le champ de force puisse être considéré comme uniforme, on peut, ainsi que l'examen direct l'indique, décomposer le mouvement en deux périodes : une première période extrêmement courte durant laquelle le mouvement est uniformément accéléré, caractérisée par ce fait que l'*accélération est indépendante de la dimension des particules* dans un liquide au repos, tandis qu'elle est au contraire *fonction de la dimension des particules si le liquide est animé d'un mouvement ascensionnel.* Durant la période qui succède à la période très brève de mouvement

uniformément accéléré, on peut considérer le mouvement comme uniforme en supposant que la particule est partie, avec la vitesse limite, d'un point de sa trajectoire plus élevé que sa position initiale d'une certaine hauteur H dont la théorie mathématique fournit l'expression. (Voir notre *Traité de préparation mécanique*).

La vitesse limite a est donnée par la formule générale :

$$a = \sqrt{\frac{\omega (\delta - \Delta) g}{K}}.$$

ω, épaisseur apparente de la particule ;
δ, densité de la particule ;
Δ, densité du liquide ;
g, force agissant sur l'unité de masse (gravité) ;
K, coefficient numérique caractérisant la viscosité du liquide.

Cette expression peut revêtir la forme habituelle que, depuis l'étude de Rittinger, on a continué de lui donner, dans tous les traités de préparation mécaniques, pour le cas de l'eau au repos qui n'est pourtant jamais celui d'un bac à piston en fonctionnement, ni d'aucun des appareils des laveries.

On trouvera l'étude générale du cas vraiment pratique de la chute dans un liquide en mouvement dans notre *Traité de Préparation mécanique*.

Dans le cas étudié par Rittinger, $\Delta = 1$ et ω varie comme la dimension principale l du grain. On peut donc en réunir toutes les valeurs constantes, et écrire :

$$a = C \sqrt{l (\delta - 1)},$$

qui est la formule de Rittinger.

Le principal intérêt de notre formule est qu'elle permet de donner un tracé géométrique de la marche des divers grains composant une masse hétérogène de particules immergées et d'avoir des graphiques sur lesquels il est aisé de relever les dimensions des grains hétérogènes *équi-tombants* et *équi-statants*.

A l'aide de ces graphiques, on peut résoudre toutes les questions posées par l'avant-projet d'une laverie et avoir notamment le barème des *calibres* et par suite le *nombre et les caractéristiques* des bacs à piston devant composer un atelier de travail pour grenailles d'un minerai donné.

L'essentiel, pour dresser rigoureusement ces graphiques, est de connaître le rapport des diamètres des grains équi-tombants.

Munroe a montré l'importance qu'il fallait attribuer au frottement des grains ; d'autres ingénieurs ont étudié l'influence de la *succion*, action antagoniste de l'effet de *pulsion*.

La succion est utilisée, dans certains bacs à piston, pour des cas spéciaux, alors qu'elle est nuisible dans la plupart des cas. Les expériences de Richards, sur ce sujet, sont d'une portée pratique très

POIDS SPÉCIFIQUE	SUBSTANCES	VITESSE EN MILLIMÈTRES PAR SECONDE								
		25	50	75	100	125	150	175	200	225
2,64	Quartz	0,139	0,242	0,280	0,432	0,762	1,041	1,346	1,650	1,905
4,046	Blende..............	—	0,165	0,266	0,368	0,470	0,635	0.800	0,978	1,220
4,508	Pyrite (magnétique)...	—	0,140	0,216	0,292	0,381	0,470	0,597	0,762	0,914
5,334	Chalcocite (Cu^2S).....	—	0,127	0,190	0,268	0,368	0,457	0,559	0,665	0,876
5,627	Mispickel............	—	0,127	0,178	0,228	0,315	0,406	0,495	0,571	0,648
6,261	Cassiterite...........	—	0,114	0,156	0,216	0,280	0,355	0,444	0,533	0,610
6,706	Stibine	—	0,089	0,140	0,216	0,280	0,355	0,444	0,546	0,635
6,937	Wolfram............	—	0,089	0,152	0,208	0,267	0,343	0,419	0,495	0,585
7,586	Galène..............	—	0,089	0,152	0,190	0,254	0,305	0,368	0,432	0,507
8,479	Cuivre (natif)........	—	0,089	0,140	0,183	0,254	0,325	0,376	0,432	0,507

grande. Il n'est plus permis de n'en pas tenir compte aujourd'hui dans un projet de laverie. Ce qui a surtout de l'importance pour l'étude graphique des caractéristiques d'un bac à piston et de tout autre appareil de traitement hydro-gravitique, c'est la détermination expérimentale du rapport des diamètres des grains équi-tombants et équi-statants.

Le professeur Robert H. Richards, au lieu d'abstractions mathématiques, s'est livré à des essais nombreux et variés de chute en masse de morceaux hétérogènes de grosseur variée. Il s'est ainsi rapproché le plus possible de la pratique ; aussi, les lois qu'il a formulées sont-elles plus conformes à la réalité des faits que celles énoncées par Rittinger. Il a mesuré à l'aide de la photographie instantanée et du microscope les diamètres respectifs des grains équi-tombants, de substances différentes à des vitesses régulièrement croissantes de 25 millimètres par seconde.

Le tableau précédent a été établi en tenant compte des grains les plus rapides, c'est-à-dire les plus en avance :

Le quartz étant la gangue la plus habituelle des divers minerais, c'est le quartz qu'il importe surtout d'éliminer. Tandis que la formule de Rittinger nous donne, comme rapport des diamètres de grains équi-tombants de quartz et de minerai, le rapport des densités dans l'eau, rapport sur lequel on a édifié jusqu'ici tous les projets de laverie, il faut observer que ce rapport est, *en pratique*, tout autre.

Voici, par exemple, pour les minerais usuels, le facteur par lequel il faut multiplier le diamètre d'un grain de galène, de blende, de pyrite, etc., pour avoir le diamètre du grain équi-tombant respectif de quartz aux vitesses de chute régulièrement croissantes de 25 millimètres par seconde.

	VITESSE EN MILLIMÈTRES PAR SECONDE							
	50	75	100	125	150	175	200	225
Blende	1,46	1,05	1,17	1,62	1,64	1,68	1,66	1,56
Pyrite	1,73	1,29	1,48	2,00	2,22	2,26	2,13	2,08
Chalcocite	1,90	1,47	1,62	2,07	2,28	2,41	2,44	2,17
Mispickel	1,90	1,57	1,89	2,42	2,56	2,72	2,84	2,94
Cassiterite	2,11	1,79	2,00	2,73	2,93	3,03	3,05	3,12
Stibine	2,71	2,00	2,00	2,73	2,93	3,03	2,98	3,00
Wolfram	2,71	1,83	2,07	2,86	3,04	3,21	3,28	3,26
Galène	2,71	1,83	2,26	3,00	3,42	3,65	3,76	3,75
Cuivre (natif)	2,71	2,00	2,36	3,00	3,20	3,58	3,76	3,75

Si, par exemple, une particule de galène tombe dans l'eau avec une vitesse de 175 millimètres par seconde, la particule équi-tombante de quartz aura, un diamètre 3,65 fois le diamètre de cette particule de galène : telle est la portée pratique du tableau ci-dessus.

Divers types de cribles. — Les cribles sont de deux genres : à *grille mobile* et à *grille fixe.*

A part quelques lavoirs à charbon (Marsault, Evrard) et des appareils à main et grand levier (lavoir espagnol), tous les cribles à grenailles étaient, jusqu'à ces temps derniers, des cribles à grille fixe (bacs à piston, jig, etc,)

A l'heure actuelle, une faveur très justifiée multiplie l'emploi des cribles à grille mobile (cribles Handcook, Niedermeyer, etc.) et des appareils à pulsion seule sans succion (crible Hallowell Richard).

Le crible à piston est : ou *à évacuation continue* s'opérant quelque part au-dessus du tamis (cribles à cloche, à obturateurs, etc.), ou à *lit filtrant* et évacuation s'opérant à travers le tamis.

Les cribles à piston sont à autant de compartiments que la nature et la complexité du minerai le comportent.

Le piston d'un crible est manœuvré par des organes différents (excentrique, came et ressort, coulisse différentielle, etc.), suivant qu'on a intérêt à accroître ou à diminuer l'importance de la succion.

ATELIER DE TRAVAIL DES FINES ET DES BOUES

Cet atelier travaille les particules hétérogènes les plus ténues (0 à 1 millimètre). Il reçoit tout ce qui lui est envoyé directement par l'appareil classeur placé à l'entrée de l'atelier de travail des grenailles et qui, comme nous l'avons vu, élimine, d'un coup, toutes les particules inférieures à 1 millimètre.

L'atelier des fines a, comme chacun des deux ateliers précédemment décrits, son appareil de broyage des « mixtes » ayant pour but d'écraser les grenailles barrées ou mixtes et de les réduire aux dimensions de 0 à 1 millimètre. L'appareil de broyage d'un atelier de fines est le *pulvérisateur* ou *désintégrateur.* Les plus employés sont : les moulins *Huntington*, *Griffin*, *Grawford*, *Schranz*, etc.; les *brocards* réservés presque exclusivement pour écraser les quartz aurifères, et que l'on associe aux tables ou plaques d'amalgamation ; les *broyeurs à boulets* de types divers; le *tube mil*; les broyeurs à force centrifuge analogues au *broyeur Vapart*, etc.

L'atelier des fines se débarrasse des particules plus petites que 1/4 de millimètre car pour traiter ces particules, pour ainsi dire impondérables, il faut, pour en effectuer la séparation, invoquer autre chose que la différence de densité des particules hétérogènes.

On fait appel à la différence d'adhérence des particules sur une

surface lisse; à la différence de perméabilité électrique et magnétique (procédé de séparation électro-magnétique); à la différence de friabilité (procédé Heuscher); à la différence d'affinité des particules pour les corps gras (procédés par flottage qui permet l'incorporation des particules solides dans des gouttelettes d'huile qui happent au passage certaines particules que l'on rend encore plus mobiles en les accrochant à des bulles d'air ou de gaz, etc.). Un champ très vaste d'investigation s'est offert au génie des inventeurs et nous possédons aujourd'hui un nombre respectable de procédés pratiques fondés sur les propriétés spécifiques diverses capables de différencier les particules et d'en permettre la séparation.

On se trouve dans la nécessité de ne servir aux appareils séparateurs quels qu'ils soient que des particules d'à peu près même grosseur. Mais comment calibrer les « grains de poussière » ?

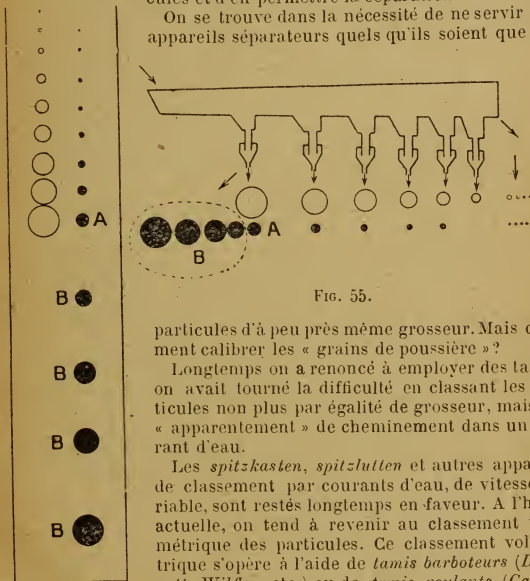


Fig. 55.

Longtemps on a renoncé à employer des tamis; on avait tourné la difficulté en classant les particules non plus par égalité de grosseur, mais par « apparentement » de cheminement dans un courant d'eau.

Les *spitzkasten*, *spitzlutten* et autres appareils de classement par courants d'eau, de vitesse variable, sont restés longtemps en faveur. A l'heure actuelle, on tend à revenir au classement volumétrique des particules. Ce classement volumétrique s'opère à l'aide de *tamis barboteurs* (*Démarett*, *Wilfley*, etc.) ou de *tamis roulants* (*Callow-Screens* etc.

Les spitzkasten et spitzlutten, de genres très divers, sont fondés sur le groupement des grains hétérogènes équi-statants (appareils à courant ascendant) ou équi-tombants (appareil à courant horizontal).

Nous mettons en regard (*fig.* 55) le diagramme de grains de quartz et galène équi-tombants en eau tranquille et celui des grains qui chutent de compagnie dans chaque compartiment d'un spitzlutte. Ce schéma montre que, dans le premier compartiment, tous les grains de galène B s'y accumulent. Le premier compartiment d'un spitzlutte ou d'un spitzkasten est donc un *appareil séparateur*, un *appareil finisseur*, le spitzlutte ou le spitzkasten ne devenant un appareil *classeur* qu'à partir de son second compartiment.

Tous les grains de galène, de dimensions comprises entre les diamètres des grains équi-tombants de galène et de quartz du calibre choisi, sont recueillis, en effet et isolés, à l'état pur, dans le premier compartiment.

Si, par exemple, les particules hétérogènes de galène et de quartz, livrées au spitzlutte, sont inférieures à $3^{mm},5$ (3,5 étant la valeur du rapport des grosseurs de grains équi-tombants de quartz et de galène), d'après ce que nous venons de dire on trouvera tous les grains de galène *pure* compris entre 1 millimètre et $3^{mm},5$ dans le premier compartiment, chacun des compartiments suivants recueillant respectivement une particule de galène inférieure à 1 millimètre avec sa particule équi-tombante de quartz inférieure à $3^{mm},5$. Telle est la marche régulière d'un spitzlutte.

Cet appareil donne un produit fini dans son compartiment 1, des produits classés dans les compartiments 2, 3, 4. ..., *n* et une pulpe limoneuse qui sera traitée dans l'atelier des eaux résiduaires.

A côté des spitzkasten et de spitzlutten se rangent d'autres appareils classeurs remarquables, notamment le classeur pulsateur Richard, l'hydro-classeur à courant giratoire ascendant de Lenicque et enfin l'appareil qui tend à remplacer tous ses congénères : l'hydro-classeur Ferraris, déjà construit en France.

Richards a mesuré, à l'aide d'un microscope, au travers d'un appareil en verre, le diamètre des grains hétérogènes équi-statants qui se soulèvent en même temps et il en a donné le tableau page suivante.

L'outil séparateur caractéristique de l'atelier de travail des fines est la « table ». Sous ce nom générique de table, on confond une foule d'appareils :

A) Tables inclinées à aire plane fixe :

a) Sans secousses : *tables dormantes* ;

b) A choc : *ordinaire*, *Rittinger*.

B) Tables coniques :

c) *Round buddle* convexe ou concave ;

d) Fixe, genre *Linkenbach* ;

e) Mobile, genre *Lenicque*.

C) Tables à toile sans fin :

f) Inclinaison latérale et sans choc : table *Castelnau* ;

C) Inclinaison longitudinale et à choc : tables *Brunton*, *Hartwig*, *Stein-Bilharz*, *Frue Vanner*, *Isbell Vanner*, etc.

D) Tables oscillantes, genre *Ferraris* (à riffles).

E) Table roulante, genre *Wilfley :* tables *James*.

F) Table trépidante, genre *Dallemagne*.

DIAMÈTRE DES PARTICULES			VITESSE DU COURANT en mm. par seconde pour laquelle :		RAPPORT : diamètre du quartz divisé par le diamètre de la galène
Quartz	Galène	Chalcopyrite	les grains tombent	les grains se soulèvent	
mm.	mm.		mm. par seconde	mm. par seconde	
0,0301	0,0194	0,0202	0,00	1,26	1,54
0,0335	0,0198	0,0372	1,26	2,51	1,68
0,0568	0,0292	0,0558	2,51	5,05	1,82
0,0772	0,0412	0,0748	5,05	7,42	1,96
0,0982	0,0488	0,0922	7,42	10,01	2,09
0,1423	0,0613	0,1218	10,01	14,68	2,23
0,1875	0,0721	0,1205	14,68	19,80	2,35
0,2254	0,1032	0,1565	19,80	30,12	2,48
0,3416	0,1305	0,1920	30,12	40,37	2,61
0,3880	0,1404	0,2314	40,37	50,08	2,72
0,5241	0,1708	0,2744	50,08	60,09	2,82
0,5892	0,1997	0,3270	60,09	70,34	2,92
0,6590	0,2381	0,3752	70,34	80,28	3,03
0,8604	0,2750	0,4445	80,28	90,21	3,12
1,0234	0,3428	0,5003	90,21	99,54	3,21
1,4224	0,3504	0,5580	99,54	110,09	3,29
1,3216	0,3648	0,6240	110,09	120,03	3,36
1,1424	0,3776	0,6848	120,03	130,43	3,42
1,4256	0,4208	0,7328	130,43	140,37	3,49
1,6032	0,4560	0,8288	140,37	150,31	3,54
1,6848	0,4592	0,8768	150,31	160,09	3,59
1,7488	0,4624	0,9568	160,09	169,95	3,63
1,8032	0,5248	1,0848	169,95	180,57	3,66
1,9746	0,5776	1,1088	180,57		3,70

Enrichissement sur une surface solide. — Ecrivons l'équation d'équilibre d'un grain immergé, de dimension homologue l, sur une table d'inclinaison très faible, que nous admettrons horizontale. Soit f le coefficient de frottement.

$fAl^3(\delta - 1)$ sera la force retardatrice du frottement.

L'action du courant étant représentée par Cl^2v^2, on a :

$$fAl^3(\delta - 1) = Cl^2v^2,$$

d'où :

$$v^2 = \frac{fA}{C} l(\delta - 1).$$

Pour une même vitesse v, les grains qui ne seront pas entraînés sont ceux qui ont un $(\delta - 1)$ d'un numéro convenable.

Les tables conviennent surtout pour les matières fines. Les *spitzkasten*, les *tables dormantes* ou *caisson allemand*, les *tables tournantes* et les *Rund-buddles* sont des variantes de cette classe d'appareils. Les tables à *toile sans fin*, très employées en Amérique sous le nom de *concentrateurs*, et les tables *Linkenbach* sont des perfectionnements recommandables de cette classe d'appareils. Ils sont *continus*. Ils consomment d'ailleurs, comme les précédents, une grande quantité d'eau et cette eau doit être *claire*.

Enrichissement par secousses. — Supposons que le dépôt qui se fait sur une table soit perpétuellement remis en suspension par des secousses. Il y aura antagonisme entre le frottement, l'action de l'eau et le mouvement créé par la secousse, d'où l'équation dynamique :

$$\frac{Al^3\delta}{g}\frac{dv}{dt} = fAl^3(\delta - 1) - Cl^2v^2,$$

ou :

$$\frac{A}{g} \cdot \frac{dv}{dt} = fA\,\frac{\delta - 1}{\delta} - C\,\frac{v^2}{l\delta}.$$

On peut négliger le dernier terme à cause de la petitesse de v, et, alors, le mouvement ne dépend plus que du terme $\frac{\delta - 1}{\delta}$. Le dépôt sera classé par la seule densité.

Cette conclusion suppose que le terme $\frac{cv^2}{l\delta}$ est négligeable. Ce n'est pas le cas pour les matières très fines, ayant un l très petit. En effet, les appareils à secousses ne conviennent pas pour le traitement des schlamms.

Quelques tentatives de classement à sec ont été faites sans résultats encourageants. Récemment encore on a essayé les séparateurs *Barazer*, *Kleritz*, et *Bilharz*, etc.

Par contre, on compte un certain nombre de séparateurs électrostatiques et électro-magnétiques dont l'usage se répand de plus en plus et qui ont amené de grands progrès dans la préparation mécanique de minerais à densités très voisines ou à gangues lourdes. Les procédés hydrogravitiques n'assurant pas la séparation des corps de poids spécifiques à peu près identiques. Il est bon à ce propos de rassembler les substances minérales et pierreuses de poids spécifiques très rapprochés ; c'est ce que nous offrons dans le tableau suivant :

Écart des densités	
0,6 à 1,0,	Pétrole, ozocérite, eau.
1,0 à 1,5,	Résines, houille, natron, mirabilite.
1,5 à 2,	Alun, borax, nitre, salmiac, mélantérie.
2 à 2,5,	Gypse, leucite, zéolithes, graphite, soufre.
2,5 à 2,8,	Quartz, feldspath, néphéline, béryl, serpentine, talc, calcite.
2,8 à 3,0,	Aragonite, dolomie, anhydrite, trémolite, mica.
3,0 à 3,5,	Fluorine, apatite, hornblende, augite, péridot, épidote, tourmaline, topaze, diamant.
3,5 à 4,0,	Sidérose, malachite, chessylite, limonite, corindon.
4,0 à 5,5,	Oligiste, pyrite, marcassite, stibine, panabase.
5,5 à 6,5,	Magnétite, Cuprite, mispickel, chalcosine, argent rouge.
6,5 à 8,0,	Cerusite, cassitérite, galène, argyrite.
8,0 à 10,	Cinabre, cuivre natif, bismuth natif.
10 à 14,	Argent, plomb, mercure.
15 à 20,	Or, platine.
21 à 23,	« Mine de platine », iridium.

Séparateurs électro-magnétiques. — La perméabilité magnétique est une propriété inhérente à presque tous les minéraux ; rien d'étonnant alors qu'elle ait été choisie pour diversifier les minerais et invoquée, par conséquent, pour les séparer les uns des autres. Il fallait ainsi s'attendre à ce que l'application de l'influence variable de l'induction magnétique sur les divers minerais devienne un des chapitres les plus importants de la « préparation mécanique ». Voici la classification que Plücker a dressée des minéraux rangés par valeur décroissante de leur perméabilité respective en prenant comme point de départ la perméabilité magnétique du fer métallique fixée à 100.000.

Fer métallique	100.000
Magnétite (Fe^3O^4)	40.227
Sidérose ($FeCO^3$)	761
Hématite rouge	714
Franklinite	700
Fer oligiste	593
Limonite	296
Haussmannite	167
Sulfate de manganèse	108
Oxyde oxydulé de nickel	106
Sulfate de fer	78
Oxyde de nickel	35

Les sulfures de fer présentent une perméabilité très forte ou très faible *suivant leur teneur respective en soufre.*

Principe général de la séparation électro-magnétique. — Tous les

procédés de séparation électro-magnétique consistent à amener les particules hétérogènes dans un champ magnétique d'intensité déterminée. Chaque particule est soumise au jeu combiné de l'attraction magnétique et de la pesanteur. La force attractive F à laquelle les particules sont soumises, en entrant dans le champ, est :

$$F = \frac{SB^2}{8\pi}.$$

S, surface de contact en centimètres carrés;
B, induction exprimée en « gauss ».

Cette force F est absolument dépendante de la perméabilité (voir *Traité de Préparation mécanique*, Roux-Brahic). Comme les deux pôles de l'électro-aimant agissent sur la particule, l'attraction résultante, d'après la loi de Coulomb, sera :

$$K\mu\mu' \left(\frac{1}{r^2} - \frac{1}{r'^2}\right),$$

μ et μ' étant respectivement les intensités ou másses magnétiques des pôles de l'électro-aimant et de la particule ; r et r' étant les distances respectives de la particule à chacun des pôles de l'électro-aimant. Pour accroître le plus possible cette force attractive, il faut que μ et μ' soient le plus grands possible et que la différence $\frac{1}{r^2} - \frac{1}{r'^2}$ soit pareillement aussi grande que possible. Cette dernière condition conduira à ce que la distance de la masse μ' à l'un des pôles soit très petite.

On démontre que cette double condition, pour accroître le plus possible la force atttractive, peut être réalisée avec un entrefer réduit.

De plus, la vitesse de charriage des particules en face des pôles n'est pas indifférente et la durée du séjour des particules dans l'entrefer intervient comme facteur important. L'attraction magnétique devant dévier les particules magnétiques des trajectoires que leur ferait parcourir la vitesse acquise, il faut que le mouvement de charriage soit proportionné à la perméabilité du minerai à traiter et à l'intensité du champ employé.

En résumé, les divers facteurs intervenant dans la séparation électro-magnétique sont :

La différence de perméabilité des particules composant le minerai hétérogène;

La grosseur des particules ;

L'induction de l'entrefer (puissance du champ), fonction de l'électro-aimant et de son excitation (ampères-tours) ;

La distance des particules aux pôles ;

La vitesse de translation de la nappe de particules sur la courroie transporteuse dans l'entrefer.

Nous distinguerons :

A) Séparateurs à aimants permanents:

a) A aimants nus : *Chénot*, *Vavin*, *Basse* et *Selve*, *Warner Siemens*, etc ;

b) A aimants enveloppés.

B) Séparateurs à électro-aimants fixes :

c) Dans lesquels le minerai magnétique est enlevé de la masse et transporté hors du champ par des bandes ou tout autre organe de translation ;

d) Dans lesquels l'attraction n'exerce qu'une déviation de la trajectoire en chute libre des particules influencées ;

e) Dans lesquels les deux actions *a* et *b* s'exercent concurremment.

C) Séparateurs à électro-aimants mobiles :

f) A action intermittente ;

g) A action continue.

D) Séparateurs à champ tournant :

Les séparateurs les plus employés sont du type *Witherill*, *Witherill-Rowland*, *Hnowles*, *Mechernich*, *Bader-Lenicque*, *Knut Erikson*, *Ullrich*, etc.

Comme exemples d'atelier de traitement des fines par séparateur électro-magnétique, nous citerons celui de : Lazihütte, près de Beutheu (Haute-Silésie), où l'on traite le complexe zinco-plombo-pyriteux ; Pierrefitte, près de Lourdes ; Ingurtosu (Sardaigne) et Przibram (Bohême), où l'on sépare Blende et Sidérose ; les immenses ateliers de Broken Hill ; ceux de Friedrichssegen. Franklin Furnace (New-Jersey), Austinwille, Ems, Gladbach, Hamborn, Lohmansfeld, près de Neunkirchen, etc. ; Sakiet-Sidi-Joussef, Aïn Barbar, etc.

Séparateurs électro-statiques. — De même que la séparation fondée sur la différence de perméabilité ou de susceptibilité magnétique des diverses substances vient en aide à la séparation difficile, incomplète et inefficace basée sur la différence de densité des substances dans l'eau et vient suppléer ce procédé de séparation quand les substances à séparer ont des densités presque identiques, de même la séparation électro-statique, fondée sur la manière dont se comportent, à l'électrisation, les divers minerais suivant qu'ils sont bons ou mauvais conducteurs, s'appliquera aux minerais dépourvus de toute susceptibilité magnétique et qui, de plus, ont des densités voisines. C'est le cas, par exemple, de la pyrite de fer et de la chalcopyrite ou bien encore du cuivre gris et de la blende qui se trouvent associés dans des complexes assez répandus.

Nous possédons actuellement deux voies différentes pour effectuer le triage électro-statique : l'une a été indiquée, dès 1901, par le professeur Blake, de Kansas, et MM. *Morscher et Swarte*, de Denver ; l'autre a été préconisée, un an plus tard, par M. *Negreanu*, professeur à Bucarest. Le procédé Blake est fondé sur le phénomène d'électrisation par influence, celui de M. Négreanu sur l'électrisation directe par frottement.

Appareils Huff. — M. Huff, de Boston, a réalisé un appareil de séparation électro-statique des particules de minerai dans lequel il a cherché à combiner les divers modes d'application de l'influence électrisante.

Le système le plus simple de cette application consiste à faire passer le mélange de grains bons conducteurs et peu conducteurs sur une plaque de métal chargée à un potentiel élevé; les grains bons conducteurs se chargent rapidement d'électricité et sont repoussés ; les autres le sont beaucoup plus lentement ; on ne leur laisse pas le temps de le faire. En pratique, on fait tomber le mélange de grains hétérogènes sur un cylindre électrisé, les grains bons conducteurs étant immédiatement repoussés, les mauvais conducteurs glissant le long du cylindre et tombant dans un autre récipient. Dans ce cas, les lignes de force rayonnent en s'écartant du cylindre ; mais, au lieu de les laisser s'écarter librement, on peut les concentrer au moyen d'un second cylindre qui formera le second pôle du système et ainsi l'action électrique sera plus intense, étant mieux concentrée.

On peut également appliquer la propriété qu'ont les pointes, ou les fils fortement chargés, d'émettre des lignes de force qui se dirigent vers les autres conducteurs voisins. Si l'on déverse sur le rouleau non électrisé des grains conducteurs ou non, l'électricité émanant du fil chargé atteint les grains ; ceux qui sont conducteurs se chargent immédiatement et transmettent l'électricité au cylindre ; ils tombent le long du cylindre sans y adhérer. Mais les grains peu conducteurs se chargent lentement ; il se développe des électricités de sens contraire sur le cylindre et sur la face des grains tournée vers le cylindre ; il y a adhérence. Les grains restent collés au cylindre jusqu'à ce qu'ils rencontrent une brosse. Ces divers effets se rencontrent dans le séparateur Huff, qui se construit soit à *cylindres tournants superposés*, soit *sans partie mobile.*

L'électricité est fournie par des générateurs électro-magnétiques qui ne subissent pas l'influence des conditions atmosphériques. La différence de potentiel adoptée est de 15.000 à 18.000 volts.

Des séparateurs Huff sont installés dans plusieurs usines d'Amérique et notamment à Cananea (Mexico) par la Calumet and Sonora Mining C°, qui exploite un gisement du complexe : galène, blende, chalcopyrite et pyrite, où ils fonctionnent depuis 1912.

Séparation par flottage. — Certaines associations d'un *sulfure* et d'un *oxyde métallique* ou *pierreux* ne sont en général efficacement détruites que par l'emploi des procédés de séparation par flottage. Nous citerons entre autres les associations naturelles fréquentes de chalcopyrite, magnétite ; pyrite et barytine ; chalcopyrite et sidérose ; blende et barytine ; cuivre sulfuré et cassitérite ; galène, blende, pyrite et gangues lourdes.

Il est constaté que l'huile, certaines lessives acides et émulsions

gazeuses, mélangées à une eau tenant en suspension des particules hétérogènes, exercent une action sélective sur les sulfures ; les particules sulfureuses sont happées par les gouttelettes ou les bulles ascendantes; hissées et rassemblées en une sorte d'écume flottante, à la surface de l'eau ; tandis que les particules d'oxydes métalliques ou pierreux gagnent le fond de l'eau. En écrémant la surface de l'eau, on récolte aisément les sulfures seuls.

On a fait une longue suite d'expériences afin de connaître comment se comportent les diverses substances minérales en immersion dans l'eau; dans un mélange d'eau et d'huile, ou d'un corps gras; dans une lessive acide; dans un de ces mêmes mélanges au-dessus duquel on fait un vide partiel qui provoque le dégagement des gaz occlus dans le liquide; dans un liquide émulsionné par un dégagement gazeux ; que ce dégagement soit provoqué par une réaction prenant naissance au sein même du liquide ou qu'il soit insufflé par un moyen quelconque. A chacun de ces modes opératoires, correspond un ou plusieurs procédés brevetés et mis en pratique.

Parmi les applications les plus importantes nous citerons : le procédé exclusivement aquifère de *M. E. Wood*, de Deuver (Colorado), installé au Canada pour séparer la molybdénite du quartz et micaschiste; le *procédé d'Elmore* à l'huile, très employé pour séparer les schlammes mixtes donnés par les tables Wilfley comme dans l'atelier des mines Sygun (pays de Galles).

Le procédé Elmore repose sur ce fait que les sulfures métalliques, recouverts d'un corps gras, flottent sur l'eau,

Supposons une huile de densité $g' = 0,9$ et le diamètre d'une particule de minerai de densité g égal à K millimètres. On peut diminuer le poids spécifique de cette particule en l'accolant à une particule plus légère que l'eau. Puisque 1 centimètre cube d'huile pèse $0^{gr},9$, il est possible d'ajouter 1 centimètre cube d'huile à $0^{gr},1$ de minerai, et pour obtenir que 1 centimètre cube de minerai pesant g grammes puisse se soutenir dans l'eau, il suffit d'une quantité d'huile de :

$$1 \frac{(g - 1)}{(1 - g')} \text{ centimètre cube.}$$

Si g est le diamètre de la gouttelette formée par l'huile entourant la particule de minerai, on a

$$x = \mathrm{K}\sqrt{1 + \frac{g - 1}{1 - g'}}.$$

On voit donc qu'une huile de poids spécifique 0,89 ne peut faire flotter que 1/10 de son poids de minerai. L'expérience semble indiquer que dans le cas où les eaux utilisées sont acides, l'efficacité de l'huile est accrue.

Il y a d'autres corps que les huiles minérales qui jouissent de la propriété de faire flotter les minerais, nous les étudions dans notre *Traité de préparation mécanique*.

A la suite du procédé Elmore, nous indiquerons : le procédé *Maquisten* en usage aux mines Adélaïde, près de Golconda (Nevada); les procédés de flottage par bulles gazeuses de *Potter*, *A. de Bavay*, *Delprat*, employés à Broken Hill où l'atelier de séparation par flottage ne traite pas moins de 700 tonnes de schlamms par jour; à la mine Kyloe (Nouvelles-Galles du Sud) où l'huile en service est de l'huile d'eucalyptus fabriquée dans ce pays. Nous citerons, enfin, le procédé par flottage que vient de faire breveter la « Société française des métaux rares » et le procédé *Leuscher* appliqué à la mine Friedrichssegen, où on traite, par flottage, des mixtes provenant de séparateurs électromagnétiques, et à la mine Ludwigseck, à Salchendorf près de Neunkirchen (mélange de blende, galène et sidérose.)

TRIAGE ET LAVAGE DES CHARBONS

Le calibrage et le triage des charbons se font ordinairement aux abords des puits d'extraction. Le conditionnement est dicté, suivant les districts houillers, par les exigences des marchés et les coutumes locales.

L'énorme tonnage sur lequel on opère impose l'emploi d'appareils de manutention et d'élaboration simples, puissants, peu nombreux, à fonctionnement automatique, de nature à ne pas brutaliser le charbon. Lorsque celui-ci devient *mourreux*, la question des *limons* prend une importance particulière. Le lavoir *Marsaut*, à grille mobile, en supprimant la succion inévitable dans les bacs à piston, lave particulièrement bien les charbons poussiéreux et friables.

Le *lavoir à feldspath* a longtemps prédominé dans les ateliers des houillères, ainsi que la méthode *Luhrig et Coppée* appliquée au traitement des morceaux inférieurs à 10 millimètres. Elle repose sur la combinaison d'un classement volumétrique avec emploi de spitzkasten et de lavoirs à feldspath. Chacun de ces derniers traite, à part, le produit de l'une des caisses pointues. Les eaux résiduaires limoneuses sont clarifiées et quand elles sont dépouillées, elles repassent sur les appareils. La course du piston est très faible (2 à 15 millimètres), mais le nombre des coups peut s'élever jusqu'à 200 par minute.

Pour obtenir un coke de première qualité (9 0/0 de cendre au maximum), les fines ne doivent pas dépasser 7 0/0 avec du charbon gras et 6 0/0 avec du charbon à gaz. Le lavage du charbon à gaz est donc particulièrement difficile, d'autant plus qu'il est en général moins pur et contient souvent des schistes qui se délayent et augmentent la proportion de schlamms.

Correspondance de terminologie employée pour les différentes sortes de houille

CLASSES OU TYPES des houilles	DÉSIGNATIONS marchandes en France	NOMS EMPLOYÉS GÉNÉRALEMENT EN : Allemagne	Angleterre	Belgique
1° H. sèches à longue flamme	H. flambantes	Sandkohle ou Magerkohle Linterkohle ou Flammkohle	Splint-coal	Flénus secs
2° H. grasses à longue flamme	Charbons à gaz	Backkohle	Cherry-coal	Flénus ou gras de Mons
3° H. grasses proprement dites	Charbons de forge H. maréchales	Fettkohle (Sarrebrück)	Cacking-coal	
4° H. grasses à courte flamme	Charbons à coke		Steam-coal, cardiff	Charbons durs (durant au feu) Charleroi
5° H. maigres ou anthraciteuses		Anthracit-Magerkohle	Swansea	
6° Anthracites				

Composition élémentaire des houilles et anthracites

CLASSES OU TYPES DE HOUILLES	C	H	O et Az	Rapport $\frac{O + Az}{H}$
1° H. sèches à longue flamme......................	75 à 80	5,5 à 4,5	19,5 à 15,5	entre 4 et 3
2° H. grasses à longue flamme (charbon à gaz)........	80 à 85	5,8 à 5,0	14,2 à 10,0	entre 3 et 2
3° H. grasses proprement dites (charbon de forge)......	84 à 89	5,0 à 5,5	11,0 à 5,5	entre 2 et 1
4° H. grosses à courte flamme......................	88 à 91	5,5 à 4,5	6,5 à 4,5	voisin de 1
5° H. maigres ou anthraciteuses......................	90 à 93	4,5 à 4,0	5,5 à 3,0	inférieur à 1
6° Anthracites..............................	93 à 95	4,0 à 2,0	3,0	de 1 à 0,5

Propriétés caractéristiques des houillles et anthracites

CLASSES OU TYPES des houilles	PROPORTIONS de coke par 100 de houille pure	PROPORTIONS de matières volatiles par 100 de houille pure	NATURE ET ASPECT du coke	POUVOIR calorifique réel	Pouvoir calorifique industriel (Eau à 0° vaporisée à 112° par kilogramme de houille pure brulée)
	0/0	0/0		calories	kilogrammes d'eau
1° H. *sèches* à longue flamme.............	55 à 60	45 à 40	Pulvérulent ou légèrement fritté	8.000 à 8.500	6,70 à 7,50
2° H. *grasses* à longue flamme (charbon à gaz)	60 à 68	42 à 32	Complètement aggloméré et et le plus souvent fondu	8.500 à 8.800	7,60 à 8,30
3° H. *grasses* ordinaires (charbon de forge)...	68 à 74	32 à 26	Fondu et plus ou moins boursouflé	8.800 à 9.300	8,40 à 9,20
4° H. *grasses* à courte flamme.............	74 à 82	26 à 18	Fondu, compact	9.300 à 9.600	9,20 à 10
5° H. *maigres* ou *anthraciteuses*........	82 à 90	18 à 10	Légèrement fritté, le plus souvent pulvérulent	9.200 à 9.500	9 à 9,50
6° *Anthracites*.......	90 à 92	10 à 8	Pulvérulent, décrépite souvent	9.000 à 9.200	9

Le plus souvent on ne peut obtenir la pureté désirée par un seul lavage et l'on doit passer les produits dans deux lavoirs. On peut opérer de trois façons différentes.

1° Par un deuxième lavage des fines, on traite toutes les fines que le lavage principal n'a pas ramenées à une pureté suffisante, mais seulement à 9 ou 10 0/0 de cendres ;

2° Avec le deuxième lavage des schistes fins, le lavage principal donne des fines suffisamment pures ; mais, pour y arriver, il a laissé partir avec les schistes une quantité importante de charbon ; ce charbon est repris par le deuxième lavage ;

3° Enfin, dans le deuxième lavage des schistes gros, il s'agit de rendre utilisables les intermédiaires.

Divers systèmes sont en usage, mais nous nous en tiendrons à ceux qui sont établis dans les houillères du continent : systèmes Baum, de Herne ; Humbolt, de Cologne ; Franz Méguin, de Dillingen ; Schüchtermann et Kremer, de Dortmund, etc. Nous avons choisi pour les faire connaître quelques exemples concrets d'application que nous décrivons sommairement.

Classement des charbons et cokes français pour la vente.

(Paul F. Chalon).

1° Charbons non lavés

Gros. Nord et Pas-de-Calais	*Mottes* (Aveyron) *Perats* (Loire, Allier, Saône-et-Loire) *Roches* (Midi)
Criblés (50 à 15 mm.) Nord et Pas-de-Calais	*Grelassons, grêles* *Grelats* (centre) *Purgès de menus* (Saône-et-Loire)
Grosse gailletterie	(80 à 200 millimètres)
Petite gailletterie	(70 à 80 millimètres)
Gailletin	(50 à 70 millimètres)
Tout venant	*Fort* (40 à 60 0/0 de gros et gailletterie) *Ordinaire* (30 à 35 0/0 — — *Industriel* (20 à 25 0/0 — —
Fines	Criblage en trous ronds de 0 à 8 mm. — — 0 à 12 — — — 0 à 30 — — — 0 à 50 —

2° Charbons lavés

Têtes de moineaux (30 à 50 millimètres). Nord et Pas-de-Calais	*Chatilles et gaillettes lavées* (centre) *Cascal* (Gard)
Braisettes (15 à 30 millimètres).	*Grelasse lavée* (centre, nord et Pas-de-Calais)
Grenus	8 à 15 millimètres 8 à 30 — 8 à 50 —
Fines	0 à 15 millimètres 0 à 30 — 0 à 50 —

3° Cokes

Poussier à 10 millimètres. (Utilisé en mélange avec des charbons gras pour chauffage chaudières à vapeur).

Grésillon : 10 à 20 millimètres.

Frasier : 20 à 40 —

Coke en morceaux calibrés : 25 × 60 millimètres
— 40 × 70 —
— 70 × 100 —

Criblage et lavage aux mines d'Aniche. — Au sortir du puits, les berlines passent au *culbuteur* où elles sont versées, deux par deux, sur une *grille à rouleaux* présentant des trous carrés de 80 millimètres. Une *toile releveuse* reprend les catégories < 80 et les ramène au-dessus des *tables à secousses* constituées par des tôles perforées de trous ronds donnant les catégories 0-10, 10-30, 30-50, 50-80. La gailletterie (> 80) et le gailletin 50-80 sont triés à la main.

La plus grande partie des poussiers 0-10, évacuée sur une toile de transport spéciale à la sortie des tables à secousses, est utilisée à la fabrication des boulets.

Les autres catégories sont traitées dans des lavoirs spéciaux annexés au triage.

Ces lavoirs donnent :

1° Des têtes de moineaux lavées 30-50 pour foyers à feu continu ou chauffage à la vapeur ;

2° Des braisettes lavées 20-30 pour foyers domestiques ou moteurs à gaz pauvre ;

3° Des grains lavés 12-25 pour moteur à gaz pauvre.

A l'extrémité des toiles de triage et de transport se trouvent placées perpendiculairement deux toiles de reconstitution.

Le triage est débarrassé des poussières au moyen d'un aspirateur Sturtevant. Il est normalement actionné par un moteur électrique, mais peut l'être par un moteur à vapeur Delaunay-Belleville, servant d'appareil de secours.

Lavoir des mines d'Aniche. — Ce lavoir, mis en service au mois de janvier 1906, comprend deux séries d'appareils semblables, traitant chacune 100 tonnes de fines 0-50 à l'heure. Il est donc susceptible d'absorber 2.000 tonnes en 10 heures.

On peut y traiter des charbons de qualité différente et en retirer toutes les variétés de produits classés. On peut également effectuer des mélanges en proportions exactement définies et obtenir des teneurs en cendres et en matières volatiles rigoureusement déterminées.

On obtient une excellente marche du classement par grosseurs, du lavage et de l'égouttage des fines ; on réduit au minimum la production de schlamms en opérant la dépoussiération préalable des char-

bons au moyen de tamis vibrants, munis de toiles métalliques à mailles de 1 millimètre qui enlèvent la totalité des poussières.

Les charbons bruts sont déchargés, au moyen de deux culbuteurs hydrauliques, dans des fosses de 70 tonnes, au bas desquelles des distributeurs rotatifs les déversent à deux norias correspondant à chacune des deux parties du lavoir. Pour faciliter les mélanges de charbons bruts, un troisième culbuteur, installé sur une fosse munie de deux distributeurs, permet de déverser au bas des deux norias précédentes.

Les appareils cribleurs donnent la décomposition suivante :

Charbon 0-1 non lavé ;
— 1-6 lavé dans trente-deux lavoirs à feldspath à un seul compartiment.
— 6-10 }
— 10-20 } lavés dans onze lavoirs à grains.
— 30 50 }
— 20-30 }

Le pulvérulent 0-1 non lavé est emmagasiné dans quatre tours d'une contenance totale de 1.000 tonnes.

Les fines 1-6 et 6-10 sont égouttées ensemble dans seize tours d'une capacité totale de 1.500 tonnes.

Les grains sont emmagasinés dans dix tours d'une contenance totale de 500 tonnes.

Les fines 1-10, mélangées ou non avec le pulvérulent 0-1, servent à la fabrication des briquettes.

Les produits lavés et classés livrés au commerce sont :

Des grains lavés 10-30 pour l'industrie;

Des braisettes lavées 20-30 pour le chauffage domestique;

Des têtes de moineaux lavées 30-50 pour le chauffage domestique.

Le lavoir et les appareils de mélanges sont actionnés par une machine Corliss de 450 chevaux à condensation.

Une deuxième machine identique est en réserve.

La vapeur nécessaire à ces machines ainsi qu'à celles des usines à briquettes est produite par une batterie de quatorze générateurs à bouilleurs de 90 mètres carrés de surface de chauffe, où l'on ne brûle que des charbons intermédiaires provenant du lavage, mélangés à une très forte proportion de charbon sec pulvérulent 0-1 millimètre.

Quelques lavoirs des mines du bassin de la Ruhr. — *Système Baum.* — Le charbon est lavé sans classement préalable et séparé ensuite en différentes sortes de grains. Si la nature du charbon l'exige, on ajoute au lavage principal un deuxième lavage particulier, qui s'applique, soit aux schistes contenant encore du charbon, soit aux fines qui ne sont pas encore suffisamment pures, comme dans la plupart des lavoirs Baum.

Les bacs du lavage principal ont, pour un débit de 50 à 150 tonnes à l'heure, une surface totale de crible de 5 à 9m²,5 avec des mailles de 12 millimètres dans le premier compartiment et de 10 millimètres dans le second. Pour le deuxième lavage, la surface atteint 7 à 13 mètres carrés avec des mailles de 4 à 6 millimètres. Dans ce dernier cas, pour diminuer la course du pistonnage, la surface soumise à l'action de l'air comprimé est plus petite que la surface de lavage au lieu de lui être égale.

Deuxième lavage des schistes de la mine de Recklinghausen II. — On traite à l'heure 75 tonnes de charbon à gaz contenant beaucoup de pyrite et des schistes qui se délayent. On retire directement des fines pures du lavage principal et on repasse les schistes dans deux bacs successifs.

Les frais d'installation du deuxième lavage sont de 26.100 marks. Les frais annuels y compris l'amortissement et l'intérêt, sont de 19.920 M. Alors que le lavage principal retire 85,5 0/0 des produits, soit par jour 1.539 tonnes de charbon propre, le deuxième lavage donne 80 tonnes de charbon à 8-9 0/0 de cendres, et 80 tonnes de charbon à 32-35 0/0 de cendres que l'on brûle sur place.

Deuxième lavage des schistes de la mine Neumühl. — Un bac de 8m²,8 traite à l'heure 125 tonnes de charbon brut. Dans le premier déversoir passent les schistes propres et dans le deuxième des intermédiaires. Ces derniers sont broyés à 0-45 millimètres et repassent dans le bac avec la lavée principale.

Deuxième lavage des fines au puits Emscher du Kölner Bergwerkverein. — On traite par jour en un poste de 8 heures 400 tonnes de charbon gras et 400 tonnes de charbon à flamme; les bacs à gros donnent des grenus propres, mais les fines ont encore 8 0/0 de cendres. Elles sont relavées dans des bacs spéciaux avec le déchet des grenus (7 1/2 tonnes à 8 0/0 de cendres) et les schlamms (à 10-15 0/0). On obtient par jour 300 tonnes de fines à 6 1/2 0/0 de cendres et 18 tonnes de schistes à 35 0/0.

Système Humboldt. — On emploie, suivant le cas, trois systèmes : 1° classer d'abord complètement, puis laver ; 2° classer en gros et en fines, puis laver ; 3° laver d'abord, classer ensuite. Si la nature du charbon le demande, on fait subir aux schistes un deuxième lavage, mais en général on économise le broyage. Humboldt emploie, soit des bacs à courants, soit des batteries de bacs. Dans des batteries de 10 mètres de long on peut traiter 80 tonnes à l'heure.

Deuxième lavage de la mine Dahlbusch, fosse VI. — Le lavoir passe à l'heure 100 tonnes de charbon gras et à flamme, contenant 15 à 22 0/0 de schistes. La teneur en sel augmente la difficulté de lavage.

Pour obtenir du charbon à coke à moins de 5,5 0/0 de cendres et de 1 0/0 de sel, on est très sévère dans le lavage principal et on passe

les schistes au deuxième lavage ; l'installation comprend des bacs de

Fig. 55. — Schéma de lavage de la mine Dahlbusch.

clarification très puissants. Avant le lavage on enlève, par le vent, les produits 0-2 millimètres (*fig.* 55).

Le deuxième lavage passe par jour 130-140 tonnes de schistes et en retire 50 tonnes de charbon à 10-17 0/0 de cendres.

Charbon à laver 0-80 mm.
Criblé à secousse
Fines 0-11 mm.
Bacs à fines
Intermédiaires du 2e crible
Bacs de 2e lavage des fines
Schistes de tous les cribles
Trémie à schistes
Fines propres
Tour d'égouttage
Fines sèches
Trémie
Fours à coke
Charbon de 2e lavage N° 2
Tour d'égouttage du charbon de chaudière
Chaudières
Poussier aspiré
en partie vendu en partie brûlé aux chaudières
Schistes propres
Trémie à schistes
Eau d'égouttage
Pompe
Schlamms
Charbon de 2e lavage N° 1
Tour d'égouttage des fines
Fours à coke
Eau claire
Retour aux bacs de lavage
Gros 11-80 mm
Bacs à gros
Schistes propres
Gaillettes propres
Crible
4 sortes de gaillettes
Trémies
Lavage principal
Deuxième lavage

Fig. 56. — **Schéma du lavage de la mine Dorsfeld.**

Système Méguin. — On fait toujours un classement partiel ou com-

plet avant le lavage. Dans le premier cas, on emploie des bacs à courant, dans le second des batteries de bacs.

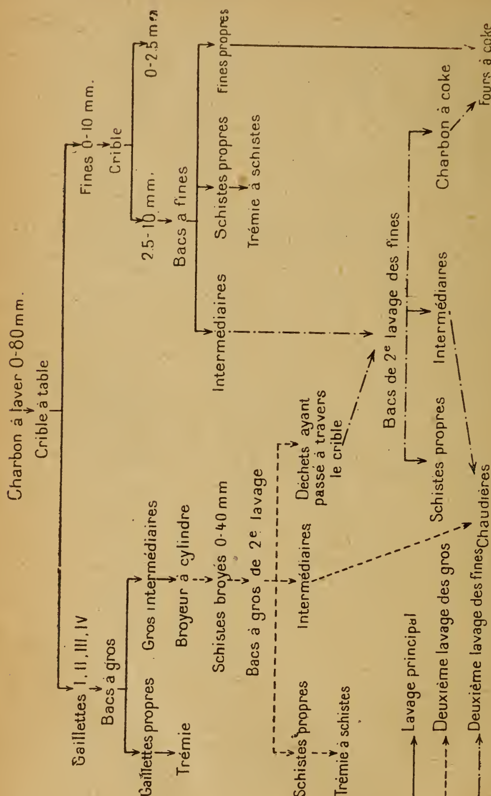


Fig. 57. — Schéma du lavage de la mine Schleswig.

Système Schuchtermann et Kremer. — Il y a toujours classement

avant lavage. Les charbons menus, 0,80 millimètres, débarrassés des gros par criblage, sont séparés en fines 0-10 millimètres, et en deux sortes de grains 10-25 et 25-80 millimètres, puis lavés dans des bacs à grains et des bacs à fines. Lorsque le charbon n'est pas particulièrement facile à laver, chaque bac à fines est suivi d'un bac de deuxième lavage, qui traite les schistes du deuxième compartiment et les déchets de classement et de chargement des grains et des gros. Les bacs sont exclusivement en pitchpin et ont une petite surface de crible.

Deuxième lavage des fines de la mine Dorstfeld, fosse I. — Le lavoir peut passer 125 tonnes à l'heure (en fait 900 tonnes en 14 heures), trois quarts de charbon gras, un quart de charbon à gaz. Les schistes propres, et sur le deuxième crible des schistes à 42 0/0 de cendres, qui vont au deuxième lavage avec les schlamms qui ont 20-22 0/0. Les bacs de deuxième lavage sont doubles et ont d'un côté 60 millimètres de feldspath pour donner du charbon à coke à 3-3,5 0/0, et de l'autre 40 millimètres de feldspath pour donner du charbon à 4-5 0/0, qui est mélangé au poussier (*fig.* 56).

Les schistes recueillis sur les cribles ont 72-75 0/0 de cendres.

Deuxième lavage des gros et des fines de la mine Schleswig. — Le lavoir traite à l'heure 75 tonnes de charbon 0-80 millimètres, maigre, sale et mélangés de schistes. Il y a d'abord un classement complet (*fig.* 57).

VI. — MARCHÉS DES MÉTAUX USUELS : PLOMB, CUIVRE, ZINC ET ÉTAIN.

Il est à prévoir que la Grande Guerre modifiera et bouleversera les places et les conditions des anciens marchés de minerais. Il nous a paru opportun, en conséquence, de résumer, dans ce chapitre, les données économiques et géographiques fondamentales qui réglaient, en 1913-1914, les conditions d'approvisionnement du monde en métaux usuels.

Nous pensons avoir condensé ici tout ce qu'il importait de connaître pour savoir d'où venait et où allait le produit de chaque pays ; quelle était la valeur de ce produit et quelles variations avait subi cette valeur dans le cours des dernières années ayant précédé la Guerre.

Cette documentation apparaîtra d'autant plus précieuse à conserver que tout paraît devoir en être changé ; dès lors, ce que nous présentons aux ingénieurs et aux administrateurs de mines dans ce chapitre, leur permettra de suivre les fluctuations et les tendances nouvelles en regard de nos schémas qui fixent le point de départ de l'ère future.

La production mondiale du plomb, cuivre, zinc et étain a été de :

ANNÉES	1909	1910	1911	1912
	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Pb	1.087.600	1.128.500	1.132.900	1.189.100
Cu	849.200	887.900	893.400	1.019.800
Zn	783.200	816.600	902.100	977.900
Sn	113.900	115.700	118.700	123.000

Les pourcentages de l'augmentation de la production, comparée à celle de l'année précédente, ont été les suivants :

ANNÉES	1910	1911	1912	AUGMENTATION moyenne des 10 dernières années
Pb	+ 3,8 0/0	0,4 0/0	5,0 0/0	3,5 0/0
Cu	4,6	0,6	14,1	8,4
Zn	4,2	10,5	8,4	7,9
Sn	1,6	2,6	3,7	2,7

La part de l'Europe et des États-Unis dans la production mondiale du plomb, cuivre et zinc ressort des chiffres de ce tableau :

ANNÉES	1909	0/0	1910	0/0	1911	0/0	1912	0/0
				Plomb				
	tonnes		tonnes		tonnes		tonnes	
Europe	513.200	47,1	505.400	44,8	495.400	43,7	542.000	45,6
Etats-Unis	349.200	32,1	369.400	32,7	377.900	33,4	385.700	32,5
				Cuivre				
Europe	156.200	18,4	175.700	19,8	181.500	20,3	197.000	19,3
Etats-Unis	528.600	62,2	527.700	59,4	518.700	58,1	592.400	58,1
				Zinc				
Europe	542.800	69,3	565.500	69,3	632.900	70,2	661.100	67,6
Etats-Unis	240.400	30,7	250.600	30,7	267.500	29,7	314.500	32,2

Les États-Unis ont donc eu, en 1912, la plus grande part à l'augmentation de la production du cuivre, tandis que l'accroissement de la production du plomb incombe pour la majeure partie à l'Europe.

Les chiffres suivants donnent un aperçu de l'importance de la con-

sommation des métaux, en Europe et aux États-Unis et indiquent leur consommation comparée à la production mondiale.

Les 0/0 sont relatifs à la production mondiale.

ANNÉES	1909	0/0	1910	0/0	1911	0/0	1912	0/0
			Consommation du plomb					
	tonnes		tonnes		tonnes		tonnes	
Europe	677.800	62,3	665.800	59,0	712.200	62,9	706.500	59,4
Etats-Unis	339.900	31,3	378.900	33,6	365.200	32,2	397.800	33,5
			Consommation du cuivre					
Europe	452.600	53,3	550.100	62,0	602.100	67,4	625.000	61,3
Etats-Unis	319.800	37,7	339.900	38,3	321.900	36,0	371.800	36,5
			Consommation du zinc					
Europe	547.000	69,8	599.400	73,4	644.200	71,4	658.800	67,4
Etats-Unis	246.900	31,5	244.500	29,9	251.600	27,9	312.400	31,9

Le marché à terme aux bourses des métaux avait été organisé peu de temps avant la guerre et tendait à prendre de plus en plus d'extension, ainsi que les chiffres suivants en font foi :

Transactions en cuivre Standard (en tonnes métriques)

BOURSE DE	1910	1911	1912
	tonnes	tonnes	tonnes
Londres........	407.670	307.900	590.245
Hambourg......	44.745	100.035	252.205
Berlin..........	néant	15.680	93.800

Le mouvement des prix du plomb, cuivre, zinc et étain à la bourse de Londres est indiqué dans le tableau suivant (en £ par long ton de 1.016 kilogrammes).

	1910		1911		1912	
	plus haut	plus bas	plus haut	plus bas	plus haut	plus bas
	£	£	£	£	£	£
Pb	13.16/10	12.6/10	16.—/—	12.15	23.2/6	15.7/6
Cu	62.1/3	52.17/6	63.18/9	53.8/9	79.18/9	60.17/6
Zn	24.3/9	21.15/—	28.—/—	22.12/6	27.10	25.—/—
Sn	176.—/—	143.7/6	233.—/—	169.15/—	233.—/—	181.15/—

L'écart se montait donc en £ et en 0/0 (basé sur le prix le plus élevé) à :

ANNÉES	1910		1911		1912	
	£	0/0	£	0/0	£	0/0
Pb	1.10/—	10,8	3.5/—	20,3	7.15/—	33,5
Cu	9.3/9	14,8	10.10/—	16,4	19.1/3	23,8
Zn	2.8/9	10,1	5.7/6	19,2	2.10/—	9,1
Sn	32.12/6	18,5	63.5/—	27,1	51.5/—	22,0

Il en résulte que pour 1912 l'écart, pour le plomb et le cuivre, a été supérieur et pour le zinc et l'étain, inférieur à celui de l'année 1911.

La moyenne des prix des dernières dix et vingt années est intéressante à connaître des ingénieurs qui ont à rédiger des prévisions au sujet d'une mise en valeur de mine nouvelle ; nous la donnons ci-après.

	MOYENNE DE DIX ANS	MOYENNE DE VINGT ANS
	£	£
Pb	14.10/1	13.7/1/2
Cu	66.12/11 1/2	60.8/4
Zn	23.13/—	20.19/2
Sn	157.10/9 1/2	124.—/3 1/2

PLOMB

L'Espagne occupe encore la première place parmi les producteurs européens de plomb. Son exportation a passé de 175.100 tonnes en 1912 à 186.700 tonnes en 1912. L'augmentation de l'exportation de plomb désargenté est remarquable — 144.800 tonnes en 1912, contre 127.200 tonnes et 1911 — laquelle est suivie d'un recul dans l'exportation du plomb argentifère : 41.500 tonnes en 1912 contre 47.300 tonnes en 1911. L'exportation du plomb espagnol équivalait à 15,7 0/0 de la production mondiale.

La production de plomb brut de l'Allemage a été pour 1912 de 165.000 tonnes, soit 14,9 0/0 de la production du monde entier; en 1911, elle a été de 161.300 tonnes. L'importation de minerais de plomb a rétrogradé de 143.600 tonnes en 1911 à 122.800 tonnes en 1912 du fait de l'amoindrissement des arrivages de l'Australie (Broken Hill) qui sont tombés de 124.800 tonnes en 1911 à 98.300 tonnes en 1912.

La Belgique a élevé sa production de plomb de 44.300 tonnes en 1011 à 57.100 tonnes en 19112.

En France, la production du plomb a monté de 23.100 tonnes en 1911 à 33.000 tonnes en 1912.

Au commencement de 1913, les usines à plomb de Rodrigues et Cie, à Marseille, ont été fermées.

On sait que, depuis 1898, toutes les mines que la *Société de Pontgibaud* possédait en France ont été fermées sous un prétexte que les études de M. l'inspecteur général des mines Lodin ont rendu discutable. Nous avions annoncé que cette fermeture placerait la France dans une situation périlleuse au point de vue des approvisionnements de plomb en cas de guerre et de blocus.

La Grande-Bretagne a fourni, pendant 1912, environ 29.000 tonnes de plomb brut contre 26.000 en 1911.

Les États-Unis ont produit, avec leurs propres minerais, 376.700 tonnes de plomb brut en 1912 contre 368.000 tonnes en 1911. A cette quantité, il faut ajouter la production du plomb brut provenant de minerais étrangers (10.000 tomes en 1912 contre 9.800 tonnes en 1911), ce qui porte la production totale du plomb pour 1911 à 377.900 tonnes et pour 1912 à 386.700 tonnes, soit, en 1912, les 32,5 0/0 de la production mondiale.

Sur la production de 1912, entre l'appoint provenant du traitement de 6.700 tonnes venant du Mexique. Quelques usines des États-Unis raffinent du plomb argentifère é.ranger, qu'elles prennent en admission temporaire principalement au Mexique et au Canada.

L'exportation du Mexique, qui se montait à 124.600 tonnes en 1911,

Production de plomb brut par pays miniers.

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Espagne	164.300	177.800	180.700	180.900	185.900	183.300	184.000	191.900	175.100	186.700
Allemagne	145.300	137.600	152.600	150.700	142.300	164.100	167.900	159.900	161.300	*165.000
France	23.300	18.800	24.100	25.600	24.800	26.100	26.900	20.200	23.600	*33.000
Grande-Bretagne	31.300	24.400	23.300	24.000	27.500	29.700	28.200	29.600	26.000	29.000
Belgique	20.300	23.500	22.900	23.800	27.500	35.700	40.300	40.700	44.300	57.100
Italie	22.100	23.500	19.100	21.300	23.000	26.000	22.100	14.500	16.700	20.500
Autriche-Hongrie	12.400	13.100	13.500	16.400	15.000	14.600	14.000	17.500	19.600	21.400
Grèce	16.100	15.200	13.700	12.100	13.800	16.000	15.300	16.800	14.300	14.500
Suède et Norvège	700	600	600	800	800	300	200	400	1.100	1.300
Russie	*300	*300	*300	*300	*100	*100	800	1.200	1.000	*1.000
Serbie	—	—	—	—	—	1.500	1.400	—	—	—
Turquie d'Asie	7.600	10.700	10.400	9.600	10.400	11.800	12.100	12.700	12.400	12.500
Total Europe	443.700	445.500	461.200	465.500	471.100	509.200	513.200	505.400	495.400	542.000
Etats-Unis	310.500	302.300	297.100	343.700	359.400	292.300	349.200	369.400	377.900	386.700
Mexique	48.500	83.900	*75.100	*54.000	*72.000	*110.000	118.000	120.700	124.600	*120.000
Canada	8.200	17.200	25.700	24.800	12.100	17.100	20.800	15.000	10.700	16.300
Total Amérique du Nord	367.200	403.400	397.800	422.500	443.500	419.400	488.000	505.100	513.200	523.000
Japon	1.700	1.800	2.300	2.800	3.000	2.900	3.400	3.500	4.200	*4.500
Australie	89.600	119.400	107.000	93.000	97.000	119.000	77.200	98.800	99.600	107.400
Pays divers	700	300	200	200	800	500	5.800	15.700	20.500	12.200
Total	902.900	970.400	968.500	984.000	1.015.400	1.051.000	1.087.600	1.128.500	1.132.900	1.189.100
Prix moyen du plomb étranger à Londres £	11.11.7	11.19.8	13.14.5	17.7.—	19.1.10	13.10.5	13.1.8	12.19.—	13.19.21/2	17.15.101/2
Valeur de la production en 1.000 francs	262.700	292.000	336.500	421.000	487.200	357.200	357.500	367.300	397.000	531.700

* Les chiffres marqués d'un astérisque reposent sur des évaluations.

Production d'argent en minerais argentifères (1) (Production minière.)

	1902	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911
	Argent récupérable, tonnes métriques.									
Allemagne	178,0	181,1	180,4	181,1	177,2	158,3	154,6	165,9	174,1	174,1
Espagne et Portugal	115,2	151,8	127,2	124,4	126,4	127,4	129,9	148,3	141,4	132,8
Autriche-Hongrie	58,5	50,5	61,8	57,9	56,2	55,0	55,1	31,1	47,9	47,7
Grèce	33,0	33,0	27,8	25,8	25,8	26,0	25,8	25,8	27,4	27,5
Italie	30,0	25,1	23,6	23,6	20,9	23,0	21,0	24,5	14,6	31,1
Turquie	14,9	14,3	17,6	*17,0	*18,0	*16,0	17,0	53,4	53,4	53,4
France	23,3	23,3	19,0	9,3	27,7	22,4	24,7	19,6	22,2	22,2
Norvège	6,4	6,2	8,1	7,6	5,4	6,3	7,0	6,6	7,2	9,1
Grande-Bretagne	4,6	4,6	5,4	5,2	4,3	4,3	4,2	4,4	4,4	4,2
Russie	5,2	5,0	5,4	6,4	5,2	4,0	4,1	4,1	4,4	14,9
Suède	1,4	1,1	0,7	0,8	1,0	1,0	1,1	0,9	0,6	0,6
Serbie	—	—	—	—	—	—	—	0,3	—	1,2
Europe	470,5	496,0	477,0	459,1	468,1	443,7	444,5	484,9	497,6	518,8
Mexique	1.872,1	2.193,2	1.891,8	1.700,2	1.717,7	1.901,9	2.291,3	2.299,9	2.220,0	2.458,2
Etats-Unis	1.726,6	1.689,3	1.794,5	1.745,3	1.757,9	1.757,8	1.631,1	1.702,1	1.777,2	1.878,7
Amérique Centrale et du Sud	552,8	374,4	361,8	185,9	415,5	552,3	574,3	570,2	513,3	430,7
Canada	131,4	98,0	115,7	329,5	266,5	397,5	687,6	856,3	1.022,4	1.018,4
Amérique	4.282,9	4.354,9	4.163,8	3.960,9	4.157,6	4.609,5	5.184,3	5.428,5	5.532,9	5.786.–
Japon	56,6	56,4	99,8	75,0	76,2	88,2	118,2	128,5	147,4	137,6
Indes orientales	3.8	5,5	5,5	5,7	5,7	10,0	15,9	14,5	15,9	17,7
Asie	60,4	61,9	105,3	80,7	81,9	98,2	134,1	143.–	163,3	155,3
Afrique	—	10,7	15,1	19,3	21,8	24,6	39,6	33,5	32,3	33,1
Australie	249,7	301,2	452,9	390,8	442,8	593,6	534,2	508,8	670,2	515,7
TOTAL	5.063,5	5.224,7	5.214,1	4.910,8	5.172,2	5.769,6	6.336,7	6.598,7	6.896,3	7.008,9

(1) D'après le *Report of the Director of the Mint upon the Production of the precious Metals in the United States.*
(2) La Corée inclus.

a décliné, par suite des troubles politiques, déjà en 1912, où elle n'était plus que de 120.600 tonnes ou 10 0/0 de la production mondiale.

L'Australie a produit, en 1912, en plomb brut, 107.400 tonnes, principalement dans les fonderies de Port-Pirie à la Broken Hill Proprietary C°, soit 9 0/0 de la production mondiale. L'exportation de minerai de plomb de l'Australie se chiffrait, pour 1912, par 101.300 tonnes contre 146.900 tonnes en 1911. Les exportations de plomb brut et de plomb d'œuvre de ce pays se montaient, en 1912, à 91.100 tonnes, contre 90.700 tonnes l'année précédente, l'Europe en recevait, en 1912, 66.300 tonnes et, en 1911, 62.200 tonnes. Le restant (24.800 tonnes en 1912 et 28.500 tonnes en 1911) est allé en Asie.

ZINC

L'Europe a fourni, en 1912, 661.100 tonnes ou 67,6 0/0 de la production du monde entier, contre 639.900 tonnes en 1911.

L'Allemagne a eu la plus grande part dans l'augmentation de la production européenne du zinc ; sa production s'est, en effet, accrue de 20.700 tonnes pour atteindre un total de 271.100 tonnes, de sorte que l'Allemagne a fourni, pendant 1912, 27,7 0/0 de la production mondiale. L'importation de minerais de zinc y est passée de 262.400 tonnes en 1911 à 293.100 tonnes en 1912.

En Belgique, la production du zinc brut a augmenté de 5.100 tonnes pour arriver à 200.200 tonnes, soit 20 0/0 de la production mondiale.

La production du zinc des autres États européens était de beaucoup moins importante que celle de chacun des deux pays précédents.

La France a produit 64.300 tonnes de zinc en 1912 contre 57.100 tonnes en 1911.

Par contre, l'Angleterre est tombée — probablement par suite de la grève dans ses charbonnages — de 67.000 tonnes en 1911 à 57.200 en 1912.

La Norvège a fourni 8.100 tonnes en 1912 contre 6.700 l'année précédente.

En Suède, on a produit 3.200 tonnes en 1912, tant de zinc brut que de zinc extra-pur.

Les États-Unis d'Amérique ont contribué, pour la plus grande part, à l'accroissement de la production mondiale du zinc brut vis-à-vis de celle de l'année précédente. Leur production, qui en 1911 n'a été que de 16.900 tonnes supérieure à celle de 1910, s'est accrue en 1912 de 47.000 tonnes pour arriver à 314.500 tonnes ou 32,2 0/0 de

la production du monde entier. A cet accroissement, l'État d'Oklahoma a participé pour 27.800 tonnes; les États de l'est et du sud ont fourni en 1912 8.300 tonnes de plus qu'en 1911, et le surplus de l'augmentation de la production se répartit entre le Kansas, l'Illinois et le Missouri. Les minerais traités provenaient principalement du district de Joplin dans le Missouri, du district de Wisconsin, du Colorado, et de Butte dans le Montana, où, à côté des immenses quantités de minerais de cuivre extraites depuis de nombreuses années, des quantités croissantes de minerais de zinc sont produites depuis quelque temps. D'après les données de U. S. Geological Survey, les minerais étrangers ont donné, pour chacune des deux années envisagées, une quantité de 13.500 tonnes de zinc, dont, en 1912, 9.700 tonnes provenaient de minerais mexicains et 3.800 tonnes de minerais canadiens. Le tarif Underwood prévoyait un abaissement des droits d'entrée sur les minerais de zinc à 10 0/0 de leur valeur, le taux en 1913 étant de 1 cent par livre anglaise de la teneur en zinc. Cette réduction devait fournir vraisemblablement aux usines américaines l'occasion de traiter comme jadis des quantités plus grandes de minerais mexicains, notamment de la calamine. Depuis le 6 août 1909, date à laquelle les droits d'entrée sur minerais de zinc, encore actuellement en vigueur, furent créés, les usines américaines n'ont guère pu s'approvisionner de minerais mexicains. Or, comme le Mexique ne possède pas d'usines à zinc, les producteurs mexicains de minerais de zinc ont dû, depuis la date précitée, chercher à placer une grande part de leur production en Europe.

Les tendances de l'Australie à développer sa production de zinc ont produit une augmentation de sa production de 600 tonnes, soit un ensemble de 2.300 tonnes.

Le tableau suivant mentionne la variation des cours du zinc à Londres dans les dix dernières années.

Nous donnons ensuite les résultats de l'exploitation des trois dernières années de l'Avant-Guerre pour les principales mines et usines de plomb et de zinc du monde entier.

CUIVRE

En 1912, la production du cuivre a dépassé, pour la première fois, 1 million de tonnes. Sa valeur, calculée au prix moyen de l'année, a atteint presque 2 milliards de francs.

L'Europe a livré 197.000 tonnes de cuivre brut en 1912, ou 19,3 0/0 de la production du monde entier, contre 181.500 tonnes en 1911. L'augmentation de la production européenne s'est donc élevée de 15.500 tonnes ou de 8,5 0/0.

Production de zinc brut dans le monde. D'après MM. Henry R. Merton et C°., Ltd., de Londres.

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912
	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
Allemagne	180.998	191.060	197.184	205.023	208.707	216.876	220.080	227.747	250.393	271.064
Rhénanie-Westphalie	62.295	65.388	67.243	68.697	70.268	73.203	75.173	78.765	81.458	86.619
Silésie	118.703	125.672	129.941	136.326	138.257	140.183	139.690	140.249	156.174	169.088
Bélgique	131.064	139.982	145.592	152.461	154.492	165.019	167.100	172.578	195.092	200.198
Hollande	11.698	13.099	13.767	14.650	14.990	17.257	19.548	20.975	22.733	23.932
Grande-Bretagne	44.109	46.216	50.927	52.587	55.595	54.473	59.350	63.078	66.956	57.231
France et Espagne	42.446	49.082	50.369	53.786	55.733	55.819	56.118	59.141	64.221	72.161
Autriche et Italie	9.168	9.248	9.357	10.780	11.359	12.761	12.638	13.305	16.876	19.604
Russie	9.899	10.606	7.642	9.610	9.738	8.839	7.945	8.631	9.936	8.763
Norvège	—	—	—	—	—	—	—	—	6.680	8.128
Production de l'Europe	429.382	459.293	474.800	498.897	510.614	531.014	542.779	565.455	632.887	661.081
Etats-Unis	141.930	165.850	183.245	202.092	226.838	189.941	240.446	250.627	267.472	314.512
Australie	290	290	650	1.026	906	1.087	—	508	1.727	2.296
TOTAL	571.600	625.400	658.700	702.000	738.400	722.100	783.200	816.600	902.100	977.900
Prix moyen de l'année	20.19.5	22.11.10	25.7.7	27.1.5	23.16.9	20.3.6	22.3.—	23.0.—	25.3.2	26.3.4
Valeur de la production en 1.000 francs	301.100	355.000	420.000	452.000	439.500	371.500	436.000	472.000	570.500	643.200

Principales mines et usines de plomb et de zinc dans le monde.

a = Sociétés produisant seulement ou principalement du zinc et dont la production de plomb est sans importance.
b = Producteurs de zinc produisant de même de grandes quantités de charbon.
c = Sociétés produisant seulement ou principalement du plomb et dont la production de zinc est sans importance.
d = Sociétés mixtes, produisant du plomb et du zinc.

	CAPITAL ACTIONS	DIVIDENDES PAYÉS 1910	DIVIDENDES PAYÉS 1911	DIVIDENDES PAYÉS 1912	VALEUR NOMINALE des actions
Hohenlohe-Werke (*b*).........	ℳ 80.000.000	11 0/0 (1)	11 0/0 (1)	8 0/0 (1)	ℳ 1.000.—
Stolberger Zinkhütten (*a*).....	» 16.918.800	5 0/0	0 0/0	10 0/0	» 300.—
Schles. Zinkhütten, Lipine (*b*), St.-Akt..................	» 10.658.700	17 0/0	18 0/0	20 0/0	» 300.—
Schles. Zinkhütten, Lipine (*b*), Pr.-Akt..................	» 12.870.300	17 0/0	18 0/0	20 0/0	» 300.—
Rhein.-Nassauische Bergwerks- und Hütten-A.-G. (*d*).......	» 7.500.000	21 0/0	24 0/0	24 0/0	Acts. 22.000 à M. 300 600 — 1.500
« Berzelius », Bensberg-Gladb. Bergw.- und Hutten-A.-G. (*a*)	» 4.000.000	3 0/0	6 0/0	10 0/0	Acts. 6.000 à M. 500 1.000 — 1.000
Blei-und Silberhütte Braubach A.-G. (*c*).................	» 4.000.000 (7)	6 0/0 (3)	8 0/0 (3)	0 0/0 (3)	ℳ 1.000.—
Märkisch-Westfäl.Bergw.-Ver., Letmathe (*a*).............	» 4.800.000	2 0/0 (6)	6 0/0	8 0/0	Acts. 1.000 à M. 600 3.500 — 1.200
Peñarroya (*c*)................	Fr. 15.437.500	Fr. 55.—	Fr. 55.—	Fr. 60 —	Fr. 250

Laurium Français (*c*)	» 16.300.000	» 17,50	» 20.—	» 20.—	» 500.—
Laurium Grec (*c*)	Dr. 9.000.000	0	0	0	Dr. 120.—
Balia-Karaïdin (*c*)	Fr. 6.600.000	» 12,50	» 12,50	» 15.—	Fr. 100.—
Vieille Montagne (*a*)	» 9.000.000	» 36.—	» 46.—	» 50.—	» 80.—
Overpelt (*a*)	» 4.200.000 (9) ord.	» 32,50 (4)	» 37,50 (4)	» 50.— (4)	» 250.—
	actions de jouiss.	» 24 —	» 30.—	» 45.—	—
Austro-Belge (*a*)	» 2.550.000	» 12,50 (4)	» 15.— (4)	» 20.— (4)	» 100.—
Nouvelle Montagne (*a*)	» 2.000.000 (10) priv.	» 20.—	» 26.—	» 30.—	» 200.—
	ord.	» 10.—	» 16.—	» 20.—	—
Prayon (*a*)	» 2.000.000 (11) ord.	» 70.—	» 85.—	» 100.—	» 250.—
	actions de jouiss.	» 57,50	» 72,50	» 87,50	
Asturienne (*a*)	6.000.000	» 250.—	» 275.—	» 300.—	» 300.—
Broken Hill Proprietary (*c*)	£ 384.000	s. 2/—	s. 3/—	s. 5/6	s. 8/—
Sulphide Corporation (*c*)	» 412.500	» 2/3	» 2/3	» 6/9	» 15/—
	» 550.000 10 0/0 préf.	» 3/— (4)	» 3/— (4)	» 6/— (4)	» 20/—
Zinc Corporation (*a*)	» 326.569 ord. sh.	0	0	» 3/—	» 10/—
	» 245.692 pref. sh.	» 10/—	» 7/—	» 7/—	» 20/—
Amalgamated Zinc (*a*)	» 500.000	» 1/—	» 4/—	» 5/6	£ 1.—.—
British Broken Hill (*d*)	» 300.000 ord. (13)	—	2/—	» 7/—	» 1.—.—
North Broken Hill (*d*)	» 200.000	» 7/6	» 13/—	» 26/—	» 1.—.—
Broken Hill South Silver (*d*)	» 200.000	» 8/—	» 15/—	» 29/—	» 1.—.—

(1) Pour les années sociales se terminant en mars 1911, 1912 et 1913. — (2) La société a été fusionné avec Peñarroya le 18 juillet 1912. — (3) Pour l'année sociale se terminant au 31 mai 1911, 1912 et 1913. — (4) Pour l'année sociale se terminant au 30 juin. — (5) Pour l'année sociale se terminant au 31 janvier 1910, 1911 et 1912. — (6) Pour le semestre 1910 du 1er juillet au 31 décembre. — (7) Dont M 3.625.000 sont émis. — (8) Les actions sont remboursées peu à peu ou transformées en actions de jouissance. Au 1er janvier 1913 il y avait 2.140 actions de capital et 47.860 actions de jouissance. Les actions de jouissance sont sans valeur nominale. — (9) Outre 14.000 actions de jouissance ayant droit au dividende. — (10) Outre 21.250 actions ordinaires ayant droit au dividende. — (11) Outre 2.000 actions de jouissance ayant droit au dividende. — (12) Le 24 décembre 1912 la North Broken Hill Ltd a été fondée au capital de £ 600.000 et chaque action de la North Broken Hill Mining Co. No Liability a reçu trois actions de la nouvelle société. Le dernier cours des actions anciennes s'élevait le 23 décembre à £ 7 15/16. — (13) Outre £ 24.000 actions privilégiées d'une valeur nominale de sh. 8.

La Russie a pu porter sa production de cuivre brut de 25.000 tonnes en 1911 à 33.500 tonnes en 1912. Elle a donc contribué, en 1912, pour 17 0/0 à la production européenne et pour 3,3 0/0 à la production mondiale. Il est probable que sa production s'accroîtra dans l'avenir.

L'exportation du cuivre brut de l'Espagne a atteint le chiffre de 23.300 tonnes en 1912 contre 18.300 tonnes en 1911. La teneur réalisable en cuivre des minerais et des pyrites extraits en Espagne et en Portugal, qui ont été traités en dehors de ces pays, s'élevait de 51.800 tonnes en 1911 à 59.900 tonnes en 1912 ; cet accroissement incombe principalement à la Rio Tinto C°.

La *Huelva Copper and Sulphur Mines C°*, dont nous sommes administrateur, vient d'installer et de mettre en marche, sous notre contrôle, en mars 1914, une importante fonderie de cuivre à Cueva de la Mora ; c'est la première fonderie établie dans la province de Huelva. On y applique, à des minerais siliceux à 1,8 et 2 0/0 de cuivre mêlés à des pyrites riches en soufre, le procédé de fusion semi-pyritique (1).

L'Allemagne a produit 39.800 tonnes de cuivre brut en 1912 contre 37.500 en 1911 ; elle a donc contribué, pour 4 0/0, à la production mondiale, mais 24.000 tonnes seulement provenaient de minerais indigènes.

La Grande-Bretagne accusait un nouveau recul dans sa production du cuivre brut ; elle n'a fourni que 63.200 tonnes en 1912 contre 67.700 tonnes en 1911. Les minerais du pays ont contribué pour 400 tonnes au maximum. La part contributive de la Grande-Bretagne à la production mondiale du cuivre brut a été de 6,2 0/0 en 1912 ; jusqu'à l'année 1911 elle occupait le second rang parmi les pays producteurs de cuivre brut, mais en 1912 elle fut devancée par le Japon.

La production des autres pays européens est peu importante et n'a guère variée. Par contre, l'Amérique a eu une extension fort notable de sa production du cuivre.

L'Amérique du Nord et l'Amérique du Sud réunies ont fourni au marché, pendant 1912, une quantité de 707.900 tonnes de cuivre brut, soit 69,4 0/0 de la production du monde entier. L'augmentation, vis-à-vis de 1911, se monte à rien moins que 93.000 tonnes ou 15 0/0, tandis que l'année précédente avait accusé une diminution de 8.300 tonnes de la production sur celle de 1910.

Les États-Unis d'Amérique ont eu la plus grande part dans cette augmentation de la production. La production du cuivre brut, y montait de 518.700 tonnes en 1911 à 592.400 tonnes en 1912, soit de 73.700 tonnes ou 14,2 0/0 ; elle atteignait ainsi 58 0/0, en chiffre rond, de la production mondiale. A cette production totale, les minerais

(1) Voir *Procédés métallurgiques appliqués aux minerais complexes*, par J. Roux-Brahic (Dunod et Pinat, éditeurs).

Production de Cuivre brut. — Production métallurgique provenant de minerais étrangers ou indigènes ou de produits intermédiaires étrangers, de mattes, précipités, etc.

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912
	Cuivre brut, tonnes métriques.									
Europe										
Allemagne .... Tabl. 79	31 200	30 300	31 700	32 300	31 900	30 000	31 200	34 900	37 500	39 800
Angleterre .... » 84	70 300	65 000	67 900	72 700	70 900	71 400	66 400	71 000	67 700	63 200
France .... » 89	6 900	6 900	7 600	5 800	7 800	7 900	7 800	12 900	13 200	*13 200
Italie .... » 99	3 600	3 600	3 600	4 300	4 000	2 800	2 500	1 800	1 700	*1 700
Autriche-Hongrie. » 95	1 400	1 500	1 400	1 500	1 100	1 300	1 800	2 300	2 600	4 000
Russie .... » 102	10 500	10 900	8 900	10 700	14 800	16 800	18 500	22 600	25 600	33 500
Espagne	7 700	8 100	8 200	9 100	9 900	14 600	17 500	17 400	18 300	23 300 (1)
Serbie	4 500	3 400	2 800	800	1 800	2 200	4 600	5 100	7 000	7 400
Autres pays européens....				2 600	2 700	4 900	5 900	7 700	7 900	10 900
Total Europe environ..	136 100	129 700	132 100	139 800	144 900	151 900	156 200	175 700	181 500	197 000
Amérique										
Etats-Unis ...... Tabl. 103	327 100	380 900	412 600	430 500	414 300	447 700	528 600	527 700	518 700	592 400
Nouvelle Bretagne........	7 200	8 000	10 700	13 800	14 000	14 000	12 900	12 600	9 700	15 500
Autres pays américains ...	68 200	74 500	80 900	68 500	69 900	68 300	74 900	82 900	86 500	*100 000
Total Amérique environ.	402 500	463 400	504 200	512 800	498 200	530 000	616 400	623 200	614 900	707 900
Asie										
Japon	33 200	32 100	33 700	38 500	36 400	41 400	45 500	50 100	55 000	67 000
Australie	19 500	22 700	23 900	29 500	32 500	34 500	31 100	37 900	40 000	44 900
Afrique	—	—	—	—	—	—	—	*1 000	*2 000	*3 000
GRAND TOTAL environ..	591 300	647 900	693 900	720 600	712 000	757 800	849 200	887 900	893 400	1 019 800
Prix moyen annuel du cuivre brut à Londres en £	58. 3.2	59. 0.6	69.12.0	87. 8.6	87. 1.8	60. 0.6	58.17.3	57. 3.2	56. 1.9	73. 1.2
Valeur de la production en milliers de francs.......	864 000	961 000	1 214 000	1 583 500	1 558 500	1 143 300	1 256 500	1 275 700	1 259 600	1 872 800

(*) Les chiffres marqués d'un astérisque reposent sur des évaluations.
(1) Exportation.

Tableau sur la production de cuivr

Cuivre produit ou pouvant êtr

(D'après MM. Henry R. Merton et Co., Ltd., de Londre

PAYS	1895	1896	1897
	Cuivre fin,		
Europe			
Allemagne — Mansfeld	15.100	18.500	18.30
Autres établissements	1.700	1.800	2.20
Angleterre	600	600	50
Italie	*2.500	3.500	3.50
Norvège — Sulitelma	—	—	—
Autres établissements	2.700	2.500	3.500
Autriche	1.100	1.100	1.200
Russie	5.400	5.200	6.100
Suède	500	500	600
Espagne et Portugal — Rio Tinto	34.000	33.500	34.400
Tharsis	12.200	12.200	*11.200
Mason et Barry	*4.200	*4.000	*4.400
Sevilla	1.100	1.000	800
Autres établissements	4.400	3.500	3.100
(Espagne et Portugal, ensemble)	55.900	54.200	53.900
Turquie	—	—	1.000
Hongrie y compris Bosnie et Serbie	200	200	400
Total Europe	85.700	88.100	91.300
Amérique			
a) Amérique du Nord			
Canada	*4.100	4.100	6.000
Mexique — Boléo	10.600	10.100	10.300
Autres établissements	1.200	1.300	*3.200
Terre-Neuve	1.800	1.900	1.800
Etats-Unis (1)	175.100	209.000	224.000
Total Amérique du Nord	192.800	226.400	245.300
b) Amérique centrale et du sud			
République Argentine	100	100	200
Bolivie — Corocoro	2.400	2.000	2.200
Chili	22.300	23.900	22.300
Pérou	500	800	1.000
Vénézuela	—	—	—
Cuba	—	—	—
Total Amérique centrale et du sud	25.300	26.800	25.700
Total Amérique	218.100	253.200	271.000
Afrique			
Pays du Cap — Cape Copper Co	5.400	5.500	5.300
Namaqualand	1.800	2.000	2.200
Autres pays d'Afrique	—	—	—
Total Afrique	7.200	7.500	7.500
Asie			
Japon	18.700	21.300	23.400
Australie	10.200	11.200	17.300
TOTAL	339.900	381.300	410.500

(1) De 1896 à 1904 d'après le tableau 103 Cuivre, Etats-Unis; depuis 1905 d'après *Engineering and Mining Journal*. Pour la production minière des Etats-Unis par États, voir tableau 104.

des principaux pays producteurs.
produit par les minerais extraits.
(ou les autres sources indiquées aux renvois).

1898	1899	1900	1901	1902	1903
tonnes métriques					
18.300	21.100	18.700	19.100	19.100	19.300
2.100	2.700	2.100	3.000	2.900	2.300
700	700	700	500	500	500
3.000	3.000	3.000	3.100	3.400	3.100
2.000	2.000	2.200	2.200	2.800	3.300
1.700	1.700	1.700	1.200	1.800	2.800
1.100	1.000	900	1.000	1.000	1.100
6.300	7.300	6.800	*8.100	8.800	10.500
500	500	500	500	500	500
(53.200)	(53.000)	(53.700)	(54.500)	(50.600)	(50.500)
34.200	34.900	36.300	35.900	35.000	36.400
*11.300	9.600	8.100	7.600	6.800	6.400
3.700	3.700	3.500	3.800	3.400	2.500
800	1.200	1.500	1.300	1.600	1.100
3.200	3.600	4.300	5.900	3.800	4.100
500	900	500	1.000	1.100	1.400
400	600	500	400	500	300
89.800	94.500	91.300	94.600	93.000	95.600
8.200	6.900	8.600	19.100	17.800	19.600
9.600	10.600	11.200	11.000	11.000	10.500
*7.100	*9.200	*11.100	20.000	(2)30.500	(3)40.600
2.100	2.800	1.900	2.100	2.100	2.100
238.900	258.000	275.000	273.000	299.000	316.600
265.900	287.500	307.800	325.200	360.400	389.400
100	100	100	100	300	100
2.100	2.500	2.100	*2.100	*2.100	*2.100
25.300	25.400	26.100	31.300	29.400	31.400
3.000	5.300	8.300	9.700	7.700	7.900
—	—	—	—	—	—
—	—	—	—	—	—
30.500	33.300	36.600	43.200	39.500	41.500
296.400	320.800	344.400	368.400	399.900	430.900
4.700	4.200	4.500	4.100	2.800	4.700
2.500	2.400	2.300	2.400	1.700	600
100	—	—	—	—	—
7.300	6.600	6.800	6.500	4.500	5.300
25.600	28.800	28.300	27.900	30.300	31.900
18.300	21.100	23.400	31.300	29.100	29.500
437.400	471.800	494.200	528.700	556.800	593.200

(2) En se basant sur les importations du Mexique aux Etats-Unis, en Angleterre, en France et en Allemagne.
(3) D'après les *Mineral Resources of the U. S.*

Tableau sur la production de cuivre

Cuivre produit ou pouvant être

(D'après MM. Henry R. Merton et Co., Ltd., de Londres)

PAYS	1904	1905	1906
			Cuivre fin,
Europe			
Allemagne — Mansfeld	19.000	19.900	18.100
Autres établissements	2.300	2.600	2.600
Angleterre	500	500	800
Italie	3.400	3.000	2.900
Norvège — Sulitelma	3.400	3.200	3.400
Autres établissements	2.100	3.200	2.800
Autriche	1.300	1.200	1.200
Russie	10.800	8.800	10.700
Suède	400	600	1.500
Espagne et Portugal — Rio Tinto	34.000	32.800	34.600
Tharsis	5.700	4.400	4.800
Mason et Barry	3.000	2.800	2.500
Sevilla	1.400	1.300	2.100
Autres établissements	3.700	4.200	6.100
	47.800	45.500	50.100
Turquie	1.000	700	400
Hongrie y compris Bosnie et Serbie	200	200	200
Total Europe	92.200	89.400	94.700
Amérique			
a) Amérique du nord			
Canada	19.500	20.900	25.900
Mexique — Boléo	11.100	10.300	11.000
Autres établissements	(3)50.600	55.900	50.600
Terre-Neuve	2.200	2.300	2.300
Etats-Unis (1)	368.600	395.000	416.200
Total Amérique du nord	452.000	484.400	506.000
b) Amérique centrale et du sud			
République Argentine	200	200	100
Bolivie — Corocoro	*2.000	*2.000	2.500
Chili	30.600	29.600	26.200
Pérou	6.900	8.800	8.600
Vénézuela	—	—	—
Cuba	—	—	—
Total Amérique centrale et du sud	39.700	40.600	37.400
Total Amérique	491.700	525.000	543.400
Afrique			
Pays du Cap — Cape Copper Co	5.600	5.100	4.000
Namaqualand	2.300	2.300	2.600
Autres pays d'Afrique	—	—	400
Total Afrique	7.900	7.400	7.000
Asie			
Japon	35.400	36.500	43.400
Australie	34.700	34.500	36.800
TOTAL	661.900	692.800	725.300

(3) D'après les *Mineral Resources of the U. S.*

es principaux pays producteurs (*suite*).
roduit par les minerais extraits.
u les autres sources indiquées aux renvois).

1907	1908	1909	1910	1911	1012
tonnes métriques (*suite*)					
17.300	18.000	19.000	20.300	20.900	20.500
3.500	2.500	3.800	4.800	1.500	3.800
700	600	400	500	400	400
3.400	3 000	2.800	3.300	2.600	2.300
3.900	3.700	4.400	5.000	3.600	4.800
3.200	5.600	4.900	5.600	5.900	6.300
900	1.600	1.600	2.200	2.500	3.900
15.200	20.400	18.000	22.700	25.700	33.500
2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	1.500
32.800	34.800	35.900	34.100	33.900	40.600
4.500	4.500	4.400	3.600	3.500	3.400
(50.500) 2.700	(53.400) 2.800	(53.000) 2.400	(51.100) 3.000	(51.800) 3.000	(59.900) 3.600
2.300	2.200	1.900	1.700	1.600	1.400
8.200	9.100	8.400	8.700	9.900	10.900
1.300	1.100	800	600	1.000	500
100	100	100	100	100	100
	2.200	4.600	4.900	7.000	7.400
102.000	114.200	115.400	123.100	125.100	144.900
26.000	29.000	24.500	26.100	25.300	35.300
11.200	12.600	12.400	13.000	12.400	12.700
(4)46.300	(4)28.000	(4)44.800	(4)49.500	(4)49.500	59.300
1.700	1.500	1.400	1.100	1.200	500
398.800	430.100	495.800	492.700	491.600	563.700
484.000	501.200	578.900	582.400	580.000	671.500
200	200	600	300	1.000	300
*2.500	*2.500	*2.000	*2.500	2.600	3.700
27.100	38.900	36.400	35.800	30.100	37.900
10.700	15.200	16.300	27.400	28.500	27.600
—	—	—	—	—	1.400
—	3.000	3.000	3.500	3.800	4.000
40.500	59.800	58.300	69.500	66.000	74.900
524.500	561.000	637.200	651.900	646.000	746.400
4.300	4.500	4.700	4.500	4.600	3.900
2.500	2.400	2.300	2.500	2.500	2.500
100	—	8.100	8.400	10.200	10.200
6.900	6.900	15.100	15.400	17.300	16.600
4.9700	43.700	47.800	46.700	55.900	65.600
41.900	40.100	35.000	41.000	42.500	47.800
725.000	765.900	850.500	878.100	886.800	1.022.300

(4) D'après *Engineering and Mining Journal.*

étrangers et les sous-produits ont contribué pour 47.600 tonnes en 1912 (1911 : 31.100 tonnes), soit 8 0/0 de la production des usines des Etats-Unis; le solde a été extrait de minerais indigènes.

La production des mines de cuivre aux Etats-Unis a été, pendant les années 1910 et 1911, un peu inférieure au record de 495.800 tonnes, atteint en 1909. Par contre, l'année 1912 a eu, en comparaison de 1911, un accroissement de la production de 72.200 tonnes ou de 14,7 0/0; elle est arrivée ainsi au total de 563.800 tonnes, de sorte que les mines des Etats-Unis ont fourni en chiffre rond 55 0/0 de la production du monde entier. Cette augmentation de la production incombe pour une grande part aux nouvelles mines de l'Arizona et du New-Mexico. Les espérances qu'on avait fondées sur l'ouverture des gisements porphyriques dans ces États, qui, quoique pauvres, sont d'une très grande étendue, se sont réalisées au cours de l'année 1912, tandis que la production des mines de la même catégorie dans l'Utah et le Névada, qui sont exploitées déjà depuis une série d'années, a rencontré cette année-là des difficultés du côté des ouvriers.

L'Arizona a pu porter sa production de 136.300 tonnes en 1911 à 162.300 tonnes en 1912, et il occupait ainsi avec 28,79 0/0 de la production minière des Etats-Unis la première place, de même que pour les deux années précédentes. A cet accroissement de la production de 26.000 tonnes les deux mines porphyriques en exploitation dans l'Arizona, la Ray Consolidated C° et la Miami C°, ont participé pour plus de 18.000 tonnes. Pour l'année suivante, on s'attendait à un accroissement nouveau, quoique moindre de l'extraction de ces deux entreprises. Une autre nouvelle compagnie, la Inspiration Copper C°, s'outillait pour une grande production. Nous ajouterons que les minerais de la Miami Copper C° sont traités aux usines de la Greene-Cananea-Copper C° au Mexique et pour cette raison, l'exportation de cuivre des Etats-Unis sous forme de minerais ou de matte a augmenté pendant l'année 1911 de 15.000 tonnes.

La production du Montana qui venait en second lieu, a augmenté de 16.800 tonnes pour arriver à 140.200 tonnes, soit 24,87 0/0 de la production minière des Etats-Unis. Cette augmentation provient notamment du fait que la Anaconda Copper C° a travaillé sans restreindre son exploitation. L'année 1912 a vu un recul dans sa production par suite de la nécessité de changements et améliorations dans l'outillage; en effet, pour les cinq premiers mois de l'année, la production de l'Anaconda Copper C° se montait seulement à 52.000 tonnes contre 58.300 tonnes pour la période correspondante de l'année précédente.

L'Etat de Michigan a également pu élever sa production du métal rouge de 7.000 tonnes en chiffre rond; elle se montait pour l'année 1911 à 105.100 tonnes, soit 18,64 0/0 de la production minière des Etats-Unis. D'un autre côté, l'Utah accusait, au lieu de l'augmentation à laquelle on s'attendait, une diminution de sa production, dont la

cause réside dans la grève dont fut frappée la Utah Copper C° au cours du dernier trimestre de l'année 1911. De ce fait, la production de l'Utah Copper C° est tombée de 42.400 tonnes en 1911 à 41.100 tonnes en 1912. L'extraction au Nevada est montée de 29.700 tonnes en 1911 à 37.100 tonnes en 1912, bien que le plus grand producteur, la Nevada Copper C°, ait, par suite d'une grève, seulement pu augmenter sa production de 100 tonnes pour atteindre 28.600 tonnes. Par contre, la Mason Valley Mines C° dont les usines ont commencé le travail en janvier 1912, a eu une production de 5.900 tonnes; elle est la principale cause de l'augmentation de la production dans l'Etat de Nevada. Fort intéressant est l'accroissement de la production au New-Mexico, qui, de 700 tonnes en 1911, saute à 11.900 tonnes en 1912. Cette augmentation est entièrement l'œuvre de la Chino Copper C° qui a achevé au courant de 1912 ses installations de traitement et en a entrepris successivement l'exploitation. L'Alaska a eu une forte élévation de son extraction de minerais de cuivre; la production du cuivre provenant de ces minerais se montait en 1912 à 15.200 tonnes contre 8.800 tonnes en 1911. En Californie, la production du métal rouge a été entravée par les différents concernant les dommages causés à la végétation par les gaz nuisibles des usines.

L'importation du cuivre rouge brut aux Etats-Unis s'est élevée de 120.600 tonnes en 1911 à 138.500 tonnes en 1912. Comme pays d'origine de ces quantités de cuivre brut, lesquelles sont traitées pour la majeure partie par les grandes affineries du bord de l'Atlantique pour les transformer en cuivre électrolytique, il faut citer notamment les pays suivants avec les quantités respectives que voici : le Mexique, avec 56.000 tonnes, le Chili, avec 3.900 tonnes, le Pérou avec 19.900 tonnes, le Canada avec 16.400 tonnes, le Japon avec 8.900 tonnes, l'Australie avec 11.200 tonnes et l'Espagne avec 14.400 tonnes. Une augmentation notable en 1912 vis-à-vis de l'année précédente a seulement eu lieu pour l'exportation du Mexique et celle du Canada. Le Mexique n'a livré aux Etats-Unis en 1911 que 44.100 tonnes. L'augmentation de l'importation mexicaine de 12.500 tonnes provient de la réimportation du cuivre brut extrait au Mexique des minerais de la Miami C°. L'importation du Canada s'élevait en 1911 à 10.200 tonnes; elle a donc augmenté en 1912 de 6.200 tonnes.

La production d'usine et l'importation de cuivre brut aux Etats-Unis comportaient en 1912, en chiffre rond, 730.900 tonnes contre 639.300 tonnes en 1911. Donc, les affineries ont reçu à peu près ces quantités de cuivre pour être transformées en cuivre affiné. D'après les données de la Copper Producers' Association, la production du cuivre affiné aux Etats-Unis a atteint en 1912, 717.600 tonnes contre 649.500 tonnes en 1911. Il s'en suivrait que la production du cuivre affiné a été en 1911 supérieure et en 1912 inférieure aux quantités

de cuivre brut amenées aux usines, de sorte que les provisions de cuivre brut et de métal en voie d'affinage aux usines et affineries doivent avoir diminué en 1911 et augmenté en 1912. Les données de l'U. S. Geological Survey confirment cette déduction ; suivant elles les provisions de métal non affiné sont tombées de 111.200 tonnes au 1er janvier 1911, à 99.700 tonnes au 1er janvier 1912, soit de 11.500 tonnes. Au 1er janvier 1913, elles se montaient à 124.300 tonnes. En ce qui concerne cette augmentation de 25.000 tonnes en chiffre rond, on ne doit pas perdre de vue, que, marchant de pair avec la production plus étendue des affineries, un volume de cuivre plus important qu'auparavant est retenu constamment par le procédé d'affinage. Il paraît que les stocks de cuivre non affiné se sont accrus surtout pendant la première moitié de l'année 1911, car pendant les premiers six mois la production des affineries — en chiffre rond 333.700 tonnes — est certainement restée au-dessous des arrivages de cuivre brut. Une partie des stocks de cuivre brut accumulés jusqu'au 1er juillet 1912 a vraisemblablement été consommée pendant la seconde moitié de l'année, où la production des affineries s'est élevée à 383.900 tonnes. Il est donc à présumer que les stocks de matières non affinées ont été plus réduits fin décembre qu'au milieu de l'année 1912.

Les 717.600 tonnes de cuivre affiné que les Etats-Unis ont mis sur le marché en 1912 représentent 70 0/0 de la production mondiale.

Le Canada accuse une augmentation de 5.800 tonnes, soit un total de 15.500 tonnes ; le déficit, conséquence de l'arrêt temporaire de la Granby Co, a donc été couvert.

Les troubles du Mexique ont amoindri considérablement la production de ce pays.

L'Asie a eu une augmentation notable de sa production du fait que le Japon a élevé son tonnage de 55.000 tonnes à 67.000, soit 6,6 0/0 de la production totale du monde. Le Japon prend donc la deuxième place parmi les pays producteurs du cuivre.

L'Australie a fourni 44.900 tonues de cuivre brut en 1912.

La production d'usine de l'Afrique a pu atteindre 300 tonnes environ.

Les espoirs basés sur les gisements de cuivre du Katanga attendent encore leur réalisation que d'aucuns présument assez problématique.

Les chiffres suivants donnent un aperçu sur les prix moyens mensuels du cuivre standard pour prompte livraison qui pendant l'année 1912, pour la première fois depuis l'effondrement du marché en 1907, ont marqué un relèvement constant.

	1908	1909	1910	1911	1912
	£	£	£	£	£
Janvier	62. 9. 9	61. 6. 7	61. —. 11	55.14. 2 1/2	62.17. 6
Février	59. 1. —	57.18.10	59.10.7	55. 1. 7 1/2	63. —. 5
Mars	58.15. 8	56. 6. 9	59. 7. 1 1/2	54. 16. 4	66. —. 4
Avril	58. 7. 8	57. 9. 1/2	57. 5. —	54. 3. 2	70. 8. —
Mai	57.10. 9	59.19. 8	56. 6.11	54. 8. 7	72.10. 4 1/2
Juin	57.19. 8	59.14.11	55. 8.11	56. 9.10	78. 6.10 1/2
Juillet	58. 1. 8	58.14. 1 1/2	54. 5. 6	56.15. 6 1/2	76.13.10
Août	60.13. 9	59.10 2	55.17. 5	56. 7. 6	78.17. 1
Septembre	60. 8. 6	59. 3. 3	55. 6. 5	55. 7. 1	78.17. 5
Octobre	60. 5. 3	57.13. 1 1/2	56.16. 2	55. 5. 2 1/2	76.10. 6 1/2
Novembre	63.10. 9	58.19. 4 1/2	57.15. 3	57. 8. 3 1/2	77. —. —
Décembre	63. 1. 5	60. 1. —	56.18. 1 1/2	61. 3.10 1/2	75.12. 2
Moyenne de l'année	60. —. 6	58.17 3	57. 3. 2	56. 1. 9	73. 1. 2 1/2

Cette ascension des cours a été suivie, en 1913 et 1914, d'une rétrogradation progressive qui a reporté le prix du standard aux environs de 60 livres.

Nous croyons intéressant, pour bien marquer les variations du marché pendant les trois dernières années, de donner la situation des principales sociétés de mines et fonderies de cuivre. On trouvera successivement : un tableau des sociétés américaines suivi d'un tableau de la production de cuivre par Etats de l'Union et un tableau des sociétés autres que les sociétés des Etats-Unis.

Une très faible partie de cuivre brut provenant des Etats-Unis de minerais, de sous-produits et de vieux matériel est vendue sans avoir été préalablement raffinée. La production du Michigan, provenant des gisements de cuivre natif situés sur la presqu'île Keweenaw, est raffinée au four et vendue comme Lake Copper. Le restant est presque totalement raffiné au moyen de l'électrolyse.

SOCIÉTÉS AMÉRICAINES de mines et fonderies de cuivre	CAPITAL AUTORISÉ	NOMBRE DES ACTIONS émises	VALEUR NOMINALE des actions	VERSÉ	TOTAL DES DIVIDENDES payés jusqu'à fin 1912	DIVIDENDES DE L'EXERCICE 1910	1911	1912
	$		$	$	$	$	$	$
Ahmeek (Mich.)...............	1.250.000	50.000	25.—	17.—	1.000.000	—	2.—	18.—
American Smelting et Refining Co.	115.000.000	ord. 500.000	100.—	100.—	—	4.—	4.—	4.—
		pref. 500.000	100.—	100.—	—	7.—	7.—	7.—
Amalgamated (Mont.)..........	155.000.000	1.538.879	100.—	100.—	72.700.000	2.—	2.—	4.—
Anaconda (Mont.)............	150.000.000	4.332.500	25.—	25.—	65.750.000	2.—	2.—	2.25
Braden Copper (Chile)........	14.000.000	1.200.000	5.—	5.—	—	—	—	—
Calumet et Arizona (Ariz.)....	6.500.000	598.998	10.—	10.—	15.650.000	4.—	4.—	4.25
Calumet et Hecla (Mich.)......	2.500.000	100.000	25.—	12.—	120.050.000	29.—	24.—	42.—
Chino (New-Mexico)..........	4.000.000	774.418	5.—	5.—	—	—	—	—
Copper Range (Mich.)........	40.000.000	393.692	100.—	100.—	12.500.000	4.—	3.50	2.—
Granby Cons. (Brit. Col.).....	15.000.000	149.643	100.—	100.—	4.325.000	1.—	—	—
Greene Cananea (Mexico).....	60.000.000	2.492.913	20.—	20.—	1.870.000	—	—	0.75
Inspiration Cons	30.000.000	722.943	20.—	20.—	—	—	—	—
Isle Royale (Mich.)...........	3.750.000	150.000	25.—	25.—	—	—	—	—
Miami (Arizona)	4.000.000	744.817	5.—	5.—	1.100.000	—	—	1.50
Mohawk (Mich.)..............	2.500.000	100.000	25.—	18.—	2.875.000	2.—	1.75	3.50
Nevada Cons. (Nev.)..........	10.000.000	1.999.457	5.—	5.—	10.730.000	1.10	1.50	1.50
North Butte (Mont.)..........	9.000.000	410.000	15.—	15.—	10.230.000	1.50	1.20	1.70
Old Dominion (Ariz.)..........	8.750.000	293.353	25.—	25.—	3.100.000	1.50	1.50	4.—
Osceola (Mich.)..............	2.500.000	96.150	25.—	25.—	10.880.000	10	7.50	12.50
Quincy (Mich.)...............	3.750.000	110.000	25.—	14.50	20.430.000	5.—	4.—	5.—
Ray Cons. (Ariz.)............	16.000.000	1.447.349	10.—	10.—	—	—	—	—
Shannon (Ariz.)..............	3.300.000	300.000	10.—	10.—	600.000	—	—	0.50
Tamarack (Mich.)............	1.500.000	60.000	25.—	13.—	9.420.000	—	—	—
Tennessee (Tenn.)............	5.000.000	200.000	25.—	25.—	3.100.000	—	1.50	2.50
U. S. Smelting ord...........	37.500.000	351.105	50.—	50.—	4.525.000	2.—	2.—	2.25
— — pref..........	37.500.000	486.320	50.—	50.—	11.300.000	3.50	3.50	3.50
Utah Cons. (Utah)............	1.500.000	299.980	5.—	5.—	9.200.000	—.50	—.50	1.50
Utah Copper (Utah)..........	25.000.000	1.579.640	10.—	10.—	16.275.000	3.—	3.—	3.—
Wolverine (Mich.)............	1.500.000	60.000	25.—	13.—	7.440.000	10.—	9.—	10.—

Ce tableau a été établi partiellement sur les *Statistics Relating to Copper Mining Companies.*

(Mines et fonderies de Cuivre) — Sociétés diverses.

	Capital émis	Dividendes payés 1910	Dividendes payés 1911	Dividendes payés 1912	Valeur nominale des actions
Mansfeld	ℳ 43.055.155	ℳ 10.—	ℳ 15.—	ℳ 45.—	Kuxe
Otavi(1)	» 20.000.000(1)	10 0/0(2)	ℳ 8,50 p. action(2)	ℳ 6.— p. action(2)	ℳ 100.—(1)
	» 4.000.000(1)				» 20.—(1)
Tanganyika Conc.	£ 893.098	—	—	—	£ 1
Rio Tinto	» 1.875.000 comm.	50/—	52/6	70/—	» 5 comm.
	» 1.625.000 5 0/0 pref.	5/—	5/—	5/—	» 5 pref.
Tharsis Copper	» 1.250.000	5/—	5/—	6/—	» 2
Mason et Barry Ltd.	» 185.172	5/—	6/—	6/—	» 1
Boléo	Fr. 12.000.000	Fr. 25.—	Fr. 25.—	Fr. 37,50	Fr. 100.—
Cape Copper	£ 600.000 ord.	3/—	4/—	2/6	£ 2
	» 90.000 pref.	3/—	4/—	2/6	» 2
Great Cobar	» 925.000	0	0	0	» 5
Mount Lyell	» 1.286.739	3/—	1/3	1/3	» 1
Mount Elliot	» 737.590	0	20/—	22/6	» 5
Mount Morgan	» 1.000.000	4/—	4/—	4/—	» 1
Hampden Cloncurry	» 350 000	—	—	—	» 1
Spassky Copper Co.	» 595.330	2/6	2/6	3/6	» 1
Kyshtim Corporation	» 1.002.800	—	—	1/—	» 1

(1) 80 0/0 du capital de l'Otavi; c'est-à-dire 16 millions de marks, ont été remboursés le 1er juillet 1910. Le capital s'élève donc maintenant à 4 millions de marks et la valeur nominale de chaque action est de 20 marks. Le cours s'entend en marks depuis le 1er juillet 1910 (auparavant en 0/0).
(2) Années clôturant le 31 mars 1910, 1911 et 1912.

Production minière dans les différents Etats.

(Jusqu'en 1904 d'après les *Mineral Resources of the U. S.*, et ensuite d'après *The Engineering and Mining Journal*).

	1908	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912	POURCENTS de la production totale en 1912
	Cuivre, tonnes métriques.										
Arizona	67.000	86.900	101.000	119.400	116.500	131.600	132.500	135.900	136.300	162.300	28,79
Montana	123.600	135.400	144.700	136.200	102.600	114.500	142.400	129.800	123.400	140.200	24,87
Michigan	87.400	94.500	99.300	101.600	100.000	100.800	103.100	100.400	98.200	105.100	18,64
Utah	17.300	21.400	23.500	22.500	30.900	32.200	45.600	56.700	62.700	61.900	10,98
Nevada	—	—	—	—	600	5.500	23.500	29.000	29.700	37.100	6,58
Californie	8.100	12.900	7.600	11.000	15.600	16.700	24.200	20.800	16.700	13.500	2,39
Etats du Sud et de l'Est	6.300	6.900	6.800	8.500	10.100	9.400	10.400	8.300	8.900	8.600	1,53
Alaska	600	900	2.200	3.900	3.200	2.000	1.800	2.300	8.800	15.200	2,69
Colorado	1.900	4.300	4.500	4.300	6.000	6.300	4.800	4.600	3.800	3.100	0,55
New Mexico	3.300	2.400	2.500	2.800	4.000	3.900	2.300	1.600	700	11.900	2,11
Idaho	300	1.000	3.000	4.300	5.200	4.000	3.500	2.800	1.700	2.300	0,41
Wyoming	400	1.600	1.100	100		1.200					
Autres Etats	400	400	700	1.500	4.100	2.000	1.700	500	700	2.600	0,46
TOTAL	316.000	368.600	396.900	416.100	398.800	430.100	495.800	492.700	491.600	563.800	100.00

ÉTAIN

La production mondiale de l'étain s'est accrue, en 1912, de 4.400 tonnes ou de 3,7 0/0. Sur cet accroissement, 3.600 tonnes incombent aux expéditions des Etablissements du Détroit qui se sont élevées à 61.500 tonnes ou 50 0/0 de la production mondiale, tandis qu'en 1910 et 1911 leur importance n'a été que de 57.500 et 57.900 tonnes respectivement. Les prix plus élevés de l'étain ont donc occasionné un nouvel essor de la production de ce métal aux Etablissements du Détroit. Les expéditions ont atteint l'importance de celles de l'année 1909, tout en restant encore un peu au-dessous du chiffre de 63.700 tonnes réalisé en 1908. Des autres pays de l'est de l'Asie, produisant de l'étain, Banca seul a livré en 1912 de plus grandes quantités qu'en 1911. C'est que les ventes aux enchères de Banca comprenaient en 1912 un tonnage, en chiffre rond, de 16.000 tonnes (13 0/0 de la production mondiale) contre 15.100 tonnes en 1911. Les ventes de Billiton, par contre, sont restées invariables avec 2.240 tonnes, de même que la production australienne avec 5.100 tonnes. Le même cas a dû se produire pour l'exportation de la Chine, car les troubles intérieurs dans ce pays ont empêché une extension de sa production de l'étain. Nous évaluons donc à nouveau l'exportation de la Chine à 6.000 tonnes en 1912.

Il est à présumer que la production de l'étain des usines européennes n'a pas subi en 1912 une augmentation de quelque importance. Nous estimons que la Grande-Bretagne a extrait en 1912 de minerais indigènes 5.000 tonnes d'étain (même quantité qu'en 1911) et de minerais étrangers environ 13.600 tonnes contre 13.850 tonnes en 1911. Ce pays aurait donc fourni en 1912 au total 18.600 tonnes d'étain brut, soit 15 0/0 de la production du monde entier. A l'importation des minerais d'étain, se chiffrant en 1912 par 29.100 tonnes contre 29 300 tonnes en 1911, ont participé notamment les pays suivants : l'Amérique du Sud avec 21.400 tonnes (en 1911, 21.800 tonnes), l'Afrique du Sud avec 800 tonnes (en 1911, 3.500 tonnes) et le Niger avec 2.400 tonnes (en 1911, 1.400 tonnes). Faute d'indications précises de la part des producteurs, nous ne pouvons évaluer qu'approximativement la production d'étain de l'Allemagne à 12.500 tonnes ou 10 0/0 de la production mondiale contre 12.400 tonnes en 1911. De la totalité de 16.000 tonnes de minerais d'étain importées en 1912 en Allemagne, 13.300 tonnes, soit 93 0/0, ont été livrées par la Bolivie ; en 1911, ce pays a fourni 17.100 tonnes de l'importation totale de 18.000 tonnes.

La Bolivie prend toujours la seconde place parmi les pays producteurs d'étain. L'exportation des minerais d'étain de la Bolivie a atteint

en 1912 38.400 tonnes contre 37.100 tonnes en 1911. La teneur en métal de ses minerais s'élève à environ 60 0/0, de sorte que ce pays a livré en 1912 par ses minerais 23.000 tonnes d'étain, soit 18,6 0/0 de la production mondiale, contre 22.200 tonnes en 1911. L'exportation d'étain en lingots, dont la teneur est déjà comprise dans les chiffres précités, s'élevait en 1912 à environ 500 tonnes. L'impôt de 3 0/0 sur les bénéfices des entreprises minières, décrété le 1er janvier 1912, a été supprimé par le Congrès dès le mois de novembre, et en remplacement une élévation des droits d'exportation sur les minerais a été décidée.

Les droits d'exportation sur les minerais d'étain sont fixés comme suit : avec un prix de l'étain à Londres de £ 100 à bol. 2. — et avec un prix de £ 100 à £ 110 à bol. 2,20 par 100 kilogrammes. Toute augmentation de £ 10 du prix de l'étain à Londres comporte une augmentation des droits d'exportation de bol. 0,65.

Les droits sont fixés par le ministère chaque fois pour une durée de quinze jours en vertu des cours de Londres cotés au commencement de la quinzaine respective. Pour un prix du métal de £ 200 à £ 210, correspondant à peu près à la moyenne de l'année passée et un change bolivain de 18 25/32, les droits d'exportation pour la tonne anglaise de minerai d'étain à 60 0/0 d'étain se monteraient à environ £ 7.

Nous donnons dans le tableau suivant la répartition de la production de l'étain et le prix moyen de l'étain pendant chacune des années comprises entre 1903 et 1913.

Production mondiale d'étain brut.

	1903	1904	1905	1906	1907	1908	1909	1910	1911	1912
	Etain brut, tonnes métriques.									
Expéditions des Détroits, total.......	56.223	61.838	59.500	59.375	56.550	63.690	61.540	57.490	57.944	61.528
Dont: Europe et Amérique	53.050	58.488	57.750	58.055	53.360	61.460	59.477	55.453	56.041	59.917
Indes anglaises et Chine	3.173	3.350	1.750	1.320	3.190	2.230	2.063	2.037	1.903	1.611
Angleterre :										
a) Production provenant de minerais indigènes.	4.349	4.198	4.538	4.594	4.478	5.133	5.282	4.874	4.950	*5.000
b) Production provenant de minerais étrangers (1).............	6.400	7.450	8.500	9.350	10.020	11.614	11.890	13.055	13.850	13.600
Allemagne (1).......	5.060	5.000	5.233	6.597	5.838	6.374	8.995	11.394	12.426	*12.500
France..............	—	—	—	—	—	—	—	—	500	*500
Les ventes de Banka en Hollande..........	15.340	11.735	10.260	9.450	11.440	11.710	12.150	13.631	15.147	16.111
Les ventes de Billiton en Hollande et à Java	3.708	3.251	2.760	1.980	2.260	2.270	2.280	2.240	2.240	2.243
Australie............	5.500	5.300	5.800	7.400	7.100	6.700	6.450	5.500	5.150	5.130
Chine (Exportation)...	2.510	3.046	4.554	4.116	3.726	4.834	4.514	6.510	6.050	*6.000
Bolivie (2)..........	1.400	1.300	1.300	1.500	1.000	1.000	800	1.000	400	500
TOTAL environ....	100.500	103.100	102.400	104.400	102.400	113.300	113.900	115.700	118.700	123.100
Prix moyen de l'année de l'étain brut... £	127.6.5	126.14.8	143.1.8	180.12.11	172.12.9	133.2.6	134.15.6	155.6.2	192.7.0 3/4	209.8.5
Valeur de la production en 1.000 francs.	321.500	328.400	368.200	474.100	444.300	379.100	385.800	451.750	599.000	647.900

(1) Surtout de minerais de Bolivie.

(2) Importation en Grande-Bretagne d'étain brut de Bolivie ; la production d'étain brut de Bolivie ne doit pas en réalité dépasser de beaucoup les chiffres donnés ; les données exactes nous manquent.

N.-B. — En raison du manque de données, nous n'avons pu en tenir compte :

a) Des productions sans importance des pays d'Europe résultant du traitement de minerais indigènes ; *b*) de l'exportation de Siam et des Indes hollandaises aux Indes britanniques, en Chine, en Corée et au Japon ; *c*) De la consommation des Straits Settlements, de Siam et des Indes hollandaises.

VII. — ADMINISTRATION

ORGANISATION DU TRAVAIL DANS LES MINES

L'exploitation des mines demande des immobilisations de capitaux considérables, qui ne peuvent s'opérer que par la création de sociétés, anonymes ou en commandite, pour l'exploitation de ces richesses naturelles.

A la tête de ces sociétés se trouve un Conseil d'Administration et un directeur ayant sous ses ordres les trois grands services suivants :

Service technique ;
Service administratif et financier ;
Service commercial.

I. — Service technique.

Ce service comprend : la surveillance et la direction des travaux souterrains, des opérations de triage, de lavage et de chargement à la surface ;

La surveillance et la direction des fabrications de coke et d'agglomérés ;

La surveillance et la direction des chemins de fer extérieurs, des ports d'embarquement, des ateliers de construction et de réparation ;

L'étude et l'exécution des travaux neufs.

Le plus souvent, et c'est le meilleur système, ces différentes branches relèvent d'un seul ingénieur en chef ou ingénieur principal.

Quelquefois, à l'imitation de ce qui se passe dans les chemins de fer, il y a un ingénieur spécial pour l'étude et l'exécution des travaux neufs de la surface. Il y aura alors deux ingénieurs en chef :

L'ingénieur en chef du fond ;
L'ingénieur en chef du jour.

Service du fond. — Au-dessous de l'ingénieur en chef ou ingénieur principal, il y a un ou plusieurs ingénieurs divisionnaires.

Ils sont chargés chacun d'une division, c'est-à-dire de deux ou trois exploitations ou sections distinctes, confiées chacune à un ingénieur de section.

Suivant la nature, la difficulté, la concentration plus ou moins grande des travaux, chaque division correspond à une extraction dans une houillère qui varie entre 100.000 et 400.000, parfois même 500.000 tonnes, et chaque section a une extraction de 50.000 à 200.000 tonnes.

L'ingénieur doit *descendre tous les jours* ou presque tous les jours dans la mine. Son attention doit toujours être en éveil sur tout ce qui intéresse la *sécurité* du personnel et particulièrement sur l'*aérage* dans les mines grisouteuses.

Le maintien d'une *stricte discipline* doit être un des soucis de l'ingénieur. Enfin, comme la plus grande partie du prix de revient réside dans la *main-d'œuvre* (celle-ci forme souvent les 3/4 de la dépense), l'effort de l'ingénieur doit toujours être tourné vers la meilleure *utilisation* possible de cette main-d'œuvre par l'emploi de *moyens économiques* d'abatage, de roulage et d'extraction, et surtout par une *organisation rationnelle des salaires.* La fixation des prix qui servent de base aux salaires offre fréquemment de grandes difficultés. Elle exige une grande habitude des travaux.

Personnel secondaire. — Au-dessous de l'ingénieur viennent les *maîtres-mineurs*, *porions* ou *gouverneurs*, ayant eux-mêmes sous leurs ordres les *surveillants* ou *chefs de poste.* Ce personnel se recrute soit parmi les ouvriers les plus intelligents et de meilleure conduite, par une sélection naturelle, soit dans les écoles spéciales des maîtres-mineurs. On établit en général un *surveillant* pour 25 à 40 *hommes*, un *porion* ou maître-mineur pour 2 à 4 *surveillants* et, enfin, un *maître-porion* pour 2 à 4 *porions.*

Le règlement de toutes les questions concernant les salaires, la conduite des hommes, le maintien et la remise des amendes doit être *exclusivement réservé à l'ingénieur*, qui s'éclaire de l'expérience pratique des porions et surveillants, mais qui décide *en dehors et au-dessus* d'eux. Ces derniers doivent rester dans leur rôle d'agents d'exécution et de surveillance.

Ouvriers. — Les ouvriers se divisent en un grand nombre de catégories, dont les principales sont :

Les *mineurs* proprement dits, qui comprennent :

Les *piqueurs*, ainsi désignés du nom de leur outil habituel ;

Les *mineurs* au rocher ;

Les *boiseurs*, appelés *raccommodeurs* dans le Nord, ordinairement assistés d'un aide, enfant nommé *galibot ;*

Les *remblayeurs ;*

Les *rouleurs* ou *hercheurs*, les *freinteurs* ou teneurs de frein et les *conducteurs* de chevaux ;

Les *receveurs* et les *moulineurs ;*

Au jour, les *trieurs* et les *manœuvres* pour le chargement des wagons.

Les mineurs doivent exécuter des travaux très variés, non seulement abattre le charbon ou le minerai, mais encore boiser leur taille ou leur galerie, placer les remblais, faire sauter les rocs, c'est-à-dire faire le coupage des voies, poser les voies de chemins de fer, etc. Aussi faut-il beaucoup de temps pour former un mineur.

Recrutement. — C'est un métier qu'il faut commencer jeune, sinon on ne s'y fait jamais.

On ne peut guère compter pour cela que sur les fils de mineurs. Ceux-ci emmènent dans la mine leurs enfants, qui débutent comme rouleurs ou freinteurs, puis, dans leurs moments perdus, apprennent à manier le pic, à poser un bois, et, vers dix-huit ou dix-neuf ans, peuvent passer mineurs. De là une conséquence économique importante, c'est que le développement de l'industrie minière, et en particulier de l'industrie houillère, est subordonné à celui de la population ouvrière, et qu'il est impossible, quelle que soit la richesse d'un gîte de charbon et quels que soient les capitaux qu'on y consacre, d'improviser une grande exploitation. Il faut toujours compter avec le temps.

Mines métalliques. — Il n'en est pas tout à fait de même pour les mines métalliques, où les roches sont généralement très solides, où le boisage est beaucoup plus succinct, où l'atmosphère est moins lourde, où, en somme, l'adaptation au milieu est incomparablement plus facile que dans une mine de houille.

Institutions patronales. — C'est cette difficulté spéciale du recrutement de la population ouvrière, jointe aux sentiments généreux et philanthropiques qui sont innés en France, qui a poussé les exploitants à multiplier les avantages de toutes sortes et les institutions de prévoyance destinés à retenir et à attirer les ouvriers. Nulle industrie, au moins en France, n'a fait davantage pour son personnel que l'industrie houillère.

Quelques hommes de bien, à la tête desquels sont MM. Jules Simon, Siegfried, Picot, Rochard, ont fondé une association ayant pour objet de provoquer la construction de maisons ouvrières saines et à bon marché. Dans des brochures et des conférences, ces messieurs ont exposé l'influence que l'habitation exerce sur l'état moral de l'ouvrier ; ils ont affirmé que c'était un devoir pour les personnes riches de procurer aux déshérités de ce monde un logis décent et salubre. Les exploitants de mines n'ont pas failli à ce devoir. Sauf dans la Loire et quelques districts du Midi, où les mines sont dans le voi-

sinage de grandes villes, les exploitants ont construit des maisons qu'ils louent pour un prix modique à leurs ouvriers. Citons en première ligne : MM. Chagot et Cie, Schneider et Cie, Ronchamp, tout le Nord et le Pas-de-Calais.

A Anzin, par exemple, une maison coûtait avant la Guerre de 3.000 à 3.500 francs et était louée de 4 à 6 francs par mois, loyer qui couvrait à peine les impôts et les frais d'entretien. Ces demeures avaient toutes un petit jardin de 2 ares, que le mineur cultivait, dans l'après-midi, quand il sortait de la mine.

Corons. — Les villages formés par la réunion de ces maisons ouvrières s'appellent dans le Nord des *corons ;* ils sont pourvus d'*églises* et d'*écoles* bâties et entretenues par les compagnies. Car la *gratuité* de l'enseignement était pratiquée par les sociétés minières bien avant qu'elle ne fût ordonnée par les lois.

Service médical. — Les exploitants entretiennent un *service médical* et *pharmaceutique* pour les ouvriers blessés ou malades et leurs familles.

Hôpitaux. — Les ouvriers mariés sont soignés chez eux, quand ils sont malades. Les célibataires ou les blessés sont traités dans des hôpitaux entretenus par les compagnies.

Secours en cas de maladies ou de blessures. — Les ouvriers malades ou blessés reçoivent des *secours* qui sont proportionnés à leur situation de famille. Quand leurs blessures les rendent incapables de travail, ils reçoivent une *pension.* On cherche, en outre, à améliorer leur situation en leur confiant de petits travaux de surveillance compatibles avec les moyens physiques qui leur restent.

Enfin, les familles des ouvriers tués par accident reçoivent toujours une pension.

Il y a dans l'organisation de ces fonds de secours deux systèmes.

Ou bien, comme à Anzin, à Bruay, à Commentry, à Montrambert, la Compagnie prend à sa charge ce service de secours, *sans aucune retenue sur les salaires ;* dans ce cas, il n'y a pas de caisse de secours, les compagnies distribuent leurs secours elles-mêmes, toujours d'après des tarifs connus et publiés qui constituent pour elles un engagement vis-à-vis de leurs ouvriers.

Caisses de secours. — Ou bien, comme dans la plupart des autres houillères, il existe une caisse spéciale dite *caisse de secours*, alimentée par une *retenue* sur les salaires (ordinairement 3 0/0), par des *versements des compagnies* et par le *produit des amendes.*

Ces caisses sont administrées par des *conseils d'administration* composés d'*ouvriers* désignés par leurs camarades et d'*employés* nommés par ceux de leurs collègues qui participent à la caisse. Le directeur est ordinairement président de droit. Ces nominations se font à l'élection et celle-ci est entourée de garanties d'âge et d'ancienneté. Dans ces conseils, la *majorité* est souvent laissée, à dessein, aux

ouvriers, ce qui n'a aucun inconvénient et n'offre, au contraire, que des avantages.

Caisse de retraites. — La plupart des compagnies minières, en France, procurent à leurs ouvriers une *pension de retraite* quand ils sont arrivés à un âge qui varie de cinquante à cinquante-cinq ans, après un temps de service déterminé.

Il y a une très grande diversité dans les âges de la retraite et dans le taux de la pension. Cette diversité répond, d'ailleurs, à la nature des choses, c'est-à-dire aux conditions variables de la population ouvrière, au prix de la vie dans la région, etc.

Tantôt la caisse de retraites et la caisse de secours n'*en font qu'une seule* et sont alimentées par les mêmes fonds. C'est une mauvaise chose. Car ce sont deux services *essentiellement distincts* : une caisse de retraites bien administrée comporte la *constitution d'un capital considérable* (fonds d'assurances) et, quand les ouvriers qui administrent la caisse sont en présence de ces grosses réserves, ils sont toujours tentés de se montrer *trop larges* dans la distribution des secours. Tantôt les compagnies ont créé une *caisse spéciale* administrée par elles. Mais il y a un inconvénient commun à tous ces systèmes : c'est que l'ouvrier quittant la compagnie avant l'accomplissement de ses années de service et avant l'âge réglementaire *perd ses droits* à la retraite. En outre, la compagnie elle-même hésite, car, en France, on a de ces scrupules qui n'ont guère cours à l'étranger, à renvoyer un ouvrier qui ne lui rend plus de services, quand celui-ci est près de l'âge de la retraite. Elle le garde et c'est une inutilité qu'elle paye.

Cet inconvénient est évité par la création du *livret individuel*, appliqué à la Compagnie d'Anzin sous l'impulsion et l'inspiration de M. le sénateur Cuvinot.

La Compagnie fait sur les salaires une retenue de 1 1/2 0/0 et fournit une somme égale. Les sommes mensuelles sont versées à la *Caisse nationale des retraites sur la vieillesse* et inscrites sur un livret qui porte le nom de l'ouvrier, en même temps que l'augmentation correspondante de la somme acquise par les versements antérieurs, et payable sous forme de *pension viagère*, quand il aura atteint un âge déterminé. La *moitié* de cette pension est *reversible* sur la tête de sa femme, s'il meurt avant elle.

L'ouvrier qui quitte la compagnie *emporte* son livret et rien ne l'empêche, s'il va travailler ailleurs, de *continuer les versements* à la caisse des retraites.

Etablissement des salaires. — C'est de l'*établissement* plus ou moins rationnel des *salaires* que dépendent et le *rendement* de l'ouvrier et les *bons rapports* entre lui et celui qui l'emploie.

Tout le monde sait qu'il y a trois modes d'établissement des salaires, correspondant à trois régimes différents du travail :

Le *travail à la journée ;*
Le *travail à la tâche ;*
Le *travail à l'entreprise.*

Travail à la journée. — Avec le premier système, l'ouvrier vend au patron, moyennant un prix fixé d'avance, une journée de travail d'une durée déterminée.

Dans les mines, ce système ne s'applique qu'à un nombre relativement restreint d'ouvriers, soit à ceux dont le travail est trop irrégulier pour faire l'objet d'un prix fait, comme l'entretien de certaines galeries, soit à ceux qui, ne prêtant que leur force musculaire, ont à exécuter un travail dont il ne dépend pas d'eux de modifier l'importance, par exemple certains roulages, la conduite des chevaux, l'encagement en bas et le décagement au jour des wagons, le triage et le chargement des charbons au jour. Enfin, ce mode de rémunération est appliqué encore à certains travaux difficiles ou dangereux, exigeant des précautions spéciales et dont on charge des hommes de confiance.

Le système du travail à la journée a le grave inconvénient de pousser à la négligence et à la paresse, puisque l'ouvrier reçoit le même salaire, qu'il travaille bien ou mal, beaucoup ou peu. Il exige une surveillance très attentive. On doit en réduire l'application autant que possible.

Travail à la tâche. — Le second système est celui du travail *à la tâche.*

Le prix de la journée reste fixe, mais on détermine d'avance la tâche que l'ouvrier devra accomplir dans sa journée pour gagner le salaire journalier convenu. Dans les mines, cette tâche est ordinairement comptée soit par un nombre déterminé de wagonnets, soit par un poids donné de charbon à abattre par jour. En France, on compte par *wagonnets*, en Angleterre par *tonnes.* En principe, ce nombre varie d'un chantier à l'autre, suivant les difficultés plus ou moins grandes d'abatage et de soutènement, suivant la nature et la composition de la veine, etc... En fait, le système s'applique surtout dans des mines où les couches *sont régulières* et peu *accidentées* et où le travail *varie peu d'un chantier à l'autre*, de sorte qu'ordinairement la tâche est sensiblement la même pour toute la mine ou pour tout un quartier de mine.

Ce système *facilite beaucoup* le service de *surveillance* et *simplifie* le *règlement* des salaires.

Il offre un grave *inconvénient*, c'est qu'il est basé sur l'*égalité des salaires.* Théoriquement, en effet, l'ouvrier qui a achevé sa tâche pourrait continuer à travailler, et le charbon qu'il produirait alors lui serait payé en sus de la journée tarifée. Pratiquement, l'opinion publique, la pression de ses camarades l'en empêchent et il sort du chantier dès qu'il a terminé sa tâche.

Or, la tâche étant nécessairement calculée sur le produit moyen des ouvriers, il en résulte que ceux qui sont laborieux, vigoureux, habiles, ne gagnent pas de meilleures journées que les paresseux, les faibles et les maladroits. Donc, diminution du rendement et mécontentement inconscient de l'ouvrier qui se trouve mal rémunéré : le mauvais ouvrier, parce qu'il trouve toujours qu'il a trop à faire, le bon, parce qu'il ne gagne pas autant qu'il le pourrait avec une autre organisation.

Echelle mobile des salaires. — Dans certains districts anglais, l'égalité des salaires pour chaque catégorie d'ouvriers a permis aux Unions d'imposer aux patrons une *échelle mobile* des salaires, qui varie avec les prix de vente.

Tous les trois mois, un comité mixte (*Joint Comittee*) se réunit; il détermine le prix de vente moyen du charbon d'après la vente réelle du trimestre et fixe ainsi la taxe qui servira pour les salaires du trimestre suivant.

Voici un aperçu de ces arrangements :

Quand le prix moyen du gros criblé rendu à bord à Cardiff, Swansea, Newport et Bar, y est de 7 sh. 10 d. 1/2 à 8 sh., soit 9 fr. 85 à 10 francs, les ouvriers sont payés suivant la journée-type (standard) qui correspond à leur catégorie ; ce salaire augmente ou diminue, sans maximum ni minimum, de 1 1/4 0/0 pour chaque penny et demi (0 fr. 15) de hausse ou de baisse, ce qui correspond à 10 0/0 pour un shilling.

Ce système est séduisant; malheureusement, il n'y a là qu'une apparence ; les inconvénients n'ont pas tardé à se montrer, et ils sont tels que cette échelle mobile des salaires, après avoir été appliquée dans presque toute l'Angleterre, a été *abandonnée* dans tous les districts, sauf dans le South Wales, où il paraît fonctionner passablement.

C'est qu'en effet, avec l'échelle mobile, l'ouvrier a un intérêt considérable à faire *hausser* les prix du charbon, et quel meilleur moyen y a-t-il que de réduire la production? C'est ce qu'il fait et, au fur et à mesure que les prix s'élèvent, il travaille *de moins en moins ;* son salaire hebdomadaire n'augmente pas beaucoup, et le seul avantage qu'il retire de la hausse, c'est de travailler beaucoup moins.

Le système de l'échelle mobile a donc pour résultat de *surexciter la production* quand les *affaires vont mal* et de la *réduire* quand *le charbon est rare.*

Le principe de l'*égalité des salaires* conduit à l'oppression du *bon ouvrier* par le *médiocre* où le *mauvais.*

Le mode le plus usité en France pour la fixation des salaires et qui réalise le plus exactement possible le desideratum de *rémunérer chacun selon son travail et suivant sa production* est celui des *entreprises fractionnées.* Il s'établit comme suit :

Entreprises fractionnées. — Il consiste à confier à un petit nombre d'ouvriers : deux, quatre, six au plus, associés entre eux, *tous les*

ravaux à exécuter dans leur chantier ou taille, savoir : l'*abatage du charbon*, le *boisage*, le *remblayage*, le *chargement* et le *roulage du charbon* jusqu'au *plan incliné* le plus voisin, la *confection* et l'*entretien de la galerie de roulage* jusqu'au *plan*. Les ouvriers sont de véritables *tâcherons*, qui prennent à leur compte un ou plusieurs manœuvres payés à la journée. Ceux-ci sont ordinairement les fils des ouvriers partageants ou associés, qui se forment ainsi au travail du mineur ; ils commencent par charger et rouler le charbon, ils apprennent à manier le pic, à poser un bois et, vers dix-huit à dix-neuf ou vingt ans, ils deviennent piqueurs à leur tour. On réalise ainsi dans les grandes exploitations l'*atelier de famille*, où les enfants font leur apprentissage et travaillent sous la surveillance directe de leurs parents.

Les prix sont faits pour une *durée d'au moins un mois* et, autant que possible, de *plusieurs mois*, lorsque la régularité du gîte le permet. Ils ont pour unité la *berline* ou wagonnet de charbon roulé jusqu'au plan incliné ; en outre, il y a généralement une indemnité déterminée par mètre courant de galerie excavée et une autre pour l'entretien de cette galerie, quand sa longueur dépasse un certain chiffre. Ordinairement, ces marchés sont passés de gré à gré entre les ouvriers et l'ingénieur. Quand le contrat est passé pour plus d'un mois, on en fixe les conditions *par écrit* et on *retient* sur les premiers payements une certaine somme comme *cautionnement*.

Malgré l'existence de ces contrats, les surveillants *relèvent* chaque jour avec soin, sur leurs carnets d'attachement, les *journées faites*, afin que l'administration de la mine puisse se rendre compte du *prix réel* auquel ressort ainsi la benne de charbon. On note, en outre, avec soin le *taux des salaires* promis aux manœuvres qui sont engagés à la journée.

Tous les quinze jours, dans le Nord, tous les mois ailleurs, l'ingénieur, assisté du maître porion, fait le *mesurage* des travaux qui sont payés au mètre courant. On dresse la feuille de paye en retenant le *prix des explosifs*, qui sont à la charge des ouvriers, les *amendes*, la *cotisation* pour les caisses de secours ou de retraite, et on *paye* le *produit net* ordinairement au *chef de chantier*, qui partage entre ses associés dans les proportions convenues d'avance, après avoir payé ses manœuvres d'après leur nombre de journées.

Il est *très important* que les prix soient faits pour *plusieurs mois*, et que l'ouvrier *soit assuré qu'il ne sera pas réduit s'il gagne de grosses journées*.

Il *ne faut pas s'attacher* à *diminuer* les salaires gagnés par une *réduction* des prix des contrats, pourvu, bien entendu, que ces prix soient établis avec soin. Ce qui importe, c'est que l'ouvrier *produise beaucoup*, et, pour cela, il faut qu'il *gagne beaucoup*. Le prix de revient, bien loin de monter, *baissera*, à cause des *frais constants* qui se répartiront sur une plus forte extraction. Avec un *contrat ferme*, l'ouvrier

travaille *avec ardeur* et rend tout ce qu'il peut donner. Aussi un *bon ouvrier* gagne-t-il, avec ce système, des journées de 5, 6 et 7 francs.

II. — Service administratif et financier.

Ce service comprend la *comptabilité* et le *service financier* proprement dit.

La comptabilité industrielle permet de faire l'analyse économique de la production et de suivre la transformation des capitaux engagés.

Le *journal*, livre essentiel, suit les opérations au jour le jour et les inscrit au fur et à mesure qu'elles se présentent.

Le *grand-livre* permet de retrouver rapidement toutes les opérations faites pendant l'exercice sur un compte déterminé.

Les *bilans* et *balances des comptes généraux* résument la situation de l'affaire et permettent d'établir le *bénéfice*.

La passation des écritures repose sur un certain nombre de principes qui sont communs à toutes les comptabilités et qu'il importe de connaître.

Les valeurs de toute espèce sont toujours *exprimées en monnaie*. Si la comptabilité est tenue en francs, les valeurs entrant ou sortant exprimées en monnaie étrangère sont évaluées en francs à un change fixe ou variable, l'agio étant porté au compte de *change*.

On suppose *consommées* toutes les opérations *inscrites*.

On suppose tous les engagements *valables* et éteignant la dette.

Chaque compte est *autonome* et a une existence propre, indépendante des autres comptes. On les crédite et on les débite les uns par les autres : doit, caisse ; avoir, marchandises, etc.

Tout échange comporte deux opérations : *livraison*, *réception* de la valeur acquise. On inscrit séparément ces deux opérations et la balance doit rester constante.

Les *comptes de valeur* sont ceux tels que la *caisse* qui livrent au même prix qu'ils les ont reçues les valeurs qu'ils détiennent.

D'après l'usage établi, c'est toujours le compte *débiteur* qui est énoncé le premier dans le libellé d'une écriture.

Les *frais généraux* sont inscrits au compte *profits et pertes*, ce compte est crédité des bénéfices de l'exercice, des commissions et escomptes alloués, etc.

Bilan. — Avant de passer écriture des divers soldes de compte en fin d'exercice, on ouvre un compte de *liquidation de l'exercice* qui est crédité de tout l'actif social et débité de tout le passif. Pour cela, il faut faire l'*inventaire*, qui est généralement pris fin décembre.

Inventaire. — Cet inventaire doit être fait suivant les règles suivantes :

Les stocks de marchandises doivent être évalués au *prix de revient.*

Les stocks de minerais et charbon au prix net de vente sur carreau de la mine, à l'époque de l'inventaire.

Les stocks de demi-produits ou de produits impurs, matte, speiss, etc., si communs dans les fonderies, doivent être ramenés, par une campagne préalable de fusion, à des *types déterminés* permettant d'évaluer la valeur des métaux contenus, sans *risquer* de *mettre en perte* l'exercice suivant qui en prend charge.

Les valeurs en portefeuille doivent être évaluées à *leur prix d'achat.* Néanmoins, si le cours de la Bourse à l'époque de l'inventaire est *inférieur* au prix d'achat, la différence peut être portée au compte des profits et pertes.

Chaque exercice commence par une *balance d'entrée*, qui n'est autre chose que la balance de sortie de l'exercice précédent.

Principe de la séparation des agents comptables et des agents préposés au maniement des fonds. — Les agents chargés de passer les écritures et de la tenue des livres ne doivent en aucun cas être chargés des *payements.* Le caissier seul doit faire les maniements de fonds. La même incompatibilité s'applique au *contrôle des journées* et aux *livraisons de marchandises.*

Comptabilité auxiliaire. — Elle sert à constater et à faciliter les mouvements des matières et des effets. Les *carnets d'échéance des effets*, les livres d'*entrée* et de *sortie* du *magasin* en font partie.

Il ne faut pas créer *trop de comptes spéciaux* dans une comptabilité industrielle.

Il faut néanmoins que chacune des opérations par lesquelles passent les matières, depuis leur abatage ou leur achat sous forme brute jusqu'à leur vente sous forme de produits marchands, soit considérée comme *indépendante des autres.* On établit à cet effet des *prix d'ordre.* Ces différents éléments concourent à l'établissement du *prix de revient.*

Prix de revient. — On ne saurait trop insister sur la nécessité d'avoir des prix de revient *fréquents* et *exacts* et d'*obliger* le personnel à se rendre compte des variations de ce prix. On établit à cet effet des *feuilles de roulement* journalières, qu'on condense dans des *rapports hebdomadaires*, *décadaires* ou *mensuels*, qui sont envoyés à la direction et qui doivent être rédigés de façon à permettre à la seule inspection de constater les *défauts* de la marche des opérations et les causes de ces défauts, ainsi que les *déchets* de la fabrication.

Service financier. — Ce service comprend le service de trésorerie destiné à assurer le paiement des salaires et marchandises, les comptes courants avec les banquiers et clients, la rentrée des créances, en un mot tout ce qui est relatif au mouvement des fonds de l'entreprise.

Le service des *intérêts* des dettes et obligations, le service des *titres*,

tant nominatifs qu'au porteur, les *mutations*, *transferts* et *conversions* auxquels ces titres donnent lieu, le paiement des *taxes*, *impôts*, *dividendes* et *coupons* constituent une partie importante du service financier d'une affaire.

III. — Service commercial.

Ce service comprend les *achats* des matières premières nécessaires pour l'industrie et la *vente* des produits fabriqués.

Les achats s'opèrent soit directement au fur et à mesure des besoins, soit par *contrats*. C'est généralement sous cette dernière forme que sont effectués les achats importants (marchés de combustibles, de minerais, etc.). On doit chercher dans ces contrats des formules *simples* et *claires* stipulant les obligations réciproques, afin d'éviter les difficultés dans l'exécution. Les cas de force majeure, tels que guerre, grèves, etc., doivent être expressément réservés de part et d'autre.

Il en est de même pour les contrats de ventes, des produits fabriqués.

Lorsque les marchandises sont achetées ou vendues au cours d'un type commercial déterminé, il est indispensable de choisir un type qui soit, autant que possible, à l'abri des fluctuations de la spéculation. Lorsque ce type est pris sur une place et en monnaie étrangère, le taux du change doit entrer en ligne de compte. Ce point est d'une importance considérable lorsque les minerais sont produits dans des pays où le change est défavorable à la monnaie locale, avec laquelle les dépenses de main-d'œuvre sont payées. Il y a, dans ce cas, tout intérêt pour le producteur à stipuler le paiement en or.

Le service commercial d'une affaire minière d'une certaine importance comporte la création d'un personnel d'*agents*, sédentaires ou voyageurs, en France et à l'étranger, facilitant l'écoulement des produits et visitant la clientèle. Ces agents sont fréquemment *du croire* pour la totalité ou pour partie des ventes qu'ils opèrent, afin de les engager à être prudents dans les *crédits* accordés. Il importe, en tout cas, de limiter exactement les prix auxquels ils peuvent consentir les affaires, la tendance de ce personnel étant toujours de baisser les prix pour faciliter la conclusion des marchés.

Les *contrats d'affrètement* et de transport, l'obtention de *tarifs spéciaux* des Compagnies de chemins de fer et de navigation rentrent aussi dans le service commercial. En général, et notamment pour ce qui concerne les frets, les contrats de *longue durée* à prix fixes ne sont pas avantageux et prêtent trop à la spéculation. La *règle* pour les industries productrices doit être, en toute circonstance, de *vendre* leurs produits au *fur et à mesure de leur fabrication*, d'éviter la création *de stocks* et de *s'interdire toute spéculation* à la *hausse* ou à la *baisse* sur les produits qu'elles fabriquent.

LA PARTICIPATION DES OUVRIERS AUX BÉNÉFICES DANS LES MINES

(Communication de M. Verney)

A Blanzy, lorsque le dividende dépasse 50 francs par action, on partage le surplus des bénéfices distribuables entre les actionnaires, d'une part, et entre les ouvriers, au prorata de leurs salaires, de l'autre. Les ouvriers ont reçu ainsi 300.000 francs en 1907, 660 000 en 1908, 900.000 en 1909 et en 1910, 1.200.000 en 1911, 1.500.000 en 1912, 1.800.000 en 1913, ce qui représente, pour 1907, près de 3 0/0 des salaires et environ 14 0/0 pour 1913.

A Albi, pour chaque franc de dividende au-dessus de 5 francs distribué aux actionnaires, on distribue 20.000 francs aux ouvriers. En 1911, les ouvriers ont reçu 360.000 francs, et en 1912, 480.000 francs, soit sensiblement 12 0/0 et 13,5 0/0 des salaires.

A Carmaux, on distribue aux ouvriers, en plus de leurs salaires, tant pour cent des « salaires types ». De 7 0/0 en 1901, cette prime s'est élevée à 20 0/0 en 1908, à 23 0/0 en 1910, à 25 0/0 en 1911, à 27 0/0 en 1912.

Dans ces trois compagnies, les sommes affectées aux ouvriers, à titre de participation aux bénéfices, ne sont pas directement prélevées sur les bénéfices annuels tels que les donne la comptabilité de l'entreprise, elles sont passées au compte d'exploitation comme les salaires, dans l'exercice où elles sont effectivement distribuées et le solde du compte des profits et pertes, le bénéfice net, est ensuite réparti comme on le fait d'ordinaire entre les réserves, les amortissements et le dividende. Cela n'enlève certes pas à ces primes leur caractère de participation aux bénéfices, puisqu'elles sont bien calculées d'après les bénéfices, puisqu'elles sont bien fonction des bénéfices, mais ce caractère n'apparaît peut-être pas autant aux yeux des ouvriers et à ceux des actionnaires eux-mêmes que dans les compagnies dont nous allons parler où il existe des systèmes très différents.

L'article 23 des statuts de la Société des mines de Carvin est ainsi conçu :

« Le Conseil d'administration prélèvera, sur les bénéfices nets, 5 0/0 destinés à former un fonds de réserve représentant le dixième du capital social, soit 197.250 francs ; ce prélèvement cessera quand la réserve atteindra ce chiffre, et reprendra son cours s'il vient à être entamé.

« Ce fonds de réserve sera employé en rentes ou autres valeurs garanties par l'Etat ; mais lorsqu'il aura atteint sa limite, le Conseil d'administration pourra en consacrer l'excédent, soit à des travaux, soit à l'amortissement du capital, en rachetant des actions de la Société ou en remboursant les emprunts, quand il y aura lieu.

« En outre de la réserve obligatoire sus énoncée, l'assemblée générale pourra décider, sur la proposition du Conseil, la formation d'une réserve facultative, qui recevra le même emploi que l'excédent éventuel ci-dessus prévu, et d'une réserve extraordinaire ou fonds de prévoyance destiné à faire face aux emplois ci-dessus indiqués ou à tous autres besoins imprévus.

« Ces réserves constituées comme il est dit ci-dessus, l'excédent constituera le bénéfice net à distribuer, s'il y a lieu, suivant le mode ci-après :

« On réservera d'abord la somme nécessaire pour payer 5 0/0 à titre d'intérêts, au capital-actions de 1.972.500 francs.

« Sur le surplus, le Conseil d'administration pourra prélever : 1° *Jusqu'à 6 0/0 à l'effet de constituer un fonds destiné à l'achat d'actions, de cinquièmes ou dixièmes d'action. lesquels seront distribués au personnel des employés et ouvriers, suivant un règlement et dans les conditions déterminées par le Conseil;* 2° 5 0/0 à titre d'indemnité pour les administrateurs, qui en feront entre eux la répartition qu'ils jugeront convenable.

« L'excédent sera distribué aux actionnaires à titre de dividende. »

Voici, d'autre part, le règlement auquel il est fait allusion plus haut.

1° *Employés.* — Pour participer à la distribution, une durée de service d'au moins quinze ans est nécessaire.

La liste des employés remplissant cette condition est dressée par le directeur et présentée au Conseil qui désigne, d'après leur mérite et les services rendus, ceux qui recevront 1/5 d'action.

2° *Ouvriers.* — Pour participer à la distribution, une durée de service d'au moins quinze ans est nécessaire.

La liste des ouvriers remplissant cette condition est dressée par le directeur, elle est établie dans l'ordre qui résulte du nombre de points qu'il y a lieu d'attribuer à chacun de ces ouvriers, en appliquant les règles suivantes :

1° Chaque année de service donne droit à deux points;

2° Chaque enfant ou gendre travaillant à la Compagnie depuis un an au moins donnent droit à dix points ;

3° La capacité professionnelle entrera en ligne de compte pour un nombre de points variant de un à dix;

4° Les actes de courage, sauvetages, etc..., entreront en ligne de compte pour un nombre de points variant de un à quinze;

5° L'exactitude au travail entrera en ligne de compte pour un nombre de points variant de un à quinze.

Les cinquièmes d'action sont attribués aux ouvriers qui se trouvent occuper les premiers rangs sur la liste ainsi dressée, et ce, jusqu'à concurrence du nombre de cinquièmes distribués chaque année.

Le tableau suivant indique d'une façon complète le fonctionnement et les résultats de cette institution.

Années	Nombre de cinquièmes distribués	Nombre moyen des années de service (n × 2)	Nombre moyen pour enfants ou gendres (n × 10)	Nombre moyen pour capacité professionnelle (1 à 10)	Nombre moyen pour exactitude (1 à 15)	Nombre de points			Nombre de points déduction faite de ceux pour années de service			Sommes distribuées	Valeur d'achat d'un cinquième	Bénéficiaires				
						Maximum	Moyenne	Minimum	Maximum	Moyenne	Minimum			Morts	Pensionnés	Partis de la compagnie	Reste à la Cie comme ouvriers: Ayant vendu leur cinquième	Reste à la Cie comme ouvriers: Ayant conservé leur cinquième
1900...	19	37,1	»	»	»	»	»	»	»	»	»	15.895	635	2	17	»	»	»
1901...	36	34,11	»	»	»	118	105	97	58	35	17	20.309	450	5	31	»	»	»
1902...	29	32,9	»	»	»	147	99	91	73	34	13	16.063	430	6	17	1	4	1
1904...	15	33,9	2	6,6	10,0	108	102	98	41	35	22	7.563	377	2	9	»	4	»
1907...	23	34,0	2,2	6,8	10,8	150	111	102	74	43	26	10.673	345	3	9	1	8	2
1908...	38	35,9	1,1	6,7	9,8	129	103	97	59	31	13	21.428	439	5	14	1	15	3
1909...	36	33,11	1,2	6,8	10,2	115	99	93	55	31	11	23.733	539	2	9	1	18	6
1910...	29	32,1	1,1	6,8	7,4	104	91	85	46	27	13	25.765	760	2	»	2	20	5
1911...	30	31,8	0,7	6,3	7,6	94	85	79	57	21	8	27.157	735	»	1	»	18	11
1912...	25	30,6	0,6	6,0	7,4	99	81	76	39	20	8	29.821	962	»	»	»	12	13
Colonnes 1	2	3	4	5	6		7			8		9	10	11,1	11,2	11,3	11,4	11,5

Ce tableau nécessite quelques explications et suggère quelques remarques :

La Compagnie de Carvin se proposait un double but : récompenser les ouvriers pour longs services en les rendant actionnaires ; attribuer cette récompense le plus possible *à la famille* ouvrière.

Il faut reconnaître que ce but a été très imparfaitement atteint.

Dans l'intention de la Compagnie, les titres devaient rester nominatifs, mais il n'y avait aucun moyen d'en faire aux titulaires une obligation. En fait, sur deux cent soixante-dix-neuf titres distribués, deux cent vingt-deux ont été transférés au porteur, et la plupart pour être vendus.

Les ouvriers sont, en effet, très heureux de toucher un cinquième d'action, qui représente pour eux une somme importonte, mais tout le monde sait que les mineurs ne sont pas économes. La plupart vendent leurs titres pour payer des dettes ou s'offrir un peu de superflu pendant quelques mois.

Si nous considérons les colonnes 3 et 5 du tableau, nous constatons, en outre, que le nombre moyen d'années de service et la capacité professionnelle des bénéficiaires ont peu varié. Au contraire, le nombre d'entants (colonne 4) tombe de 2 en moyenne à 0,6, et l'exactitude, ainsi que le nombre moyen de points nécessaires pour l'obtention des cinquièmes, décroissent rapidement.

C'est que des causes plus fortes que le désir de toucher des primes ont influé sur les mœurs ouvrières. D'une part, les enfants sont de moins en moins attachés à la famille et à la mine : ils trouvent facilement du travail dans les compagnies voisines. D'autre part, l'exactitude — cela est malheureusement vrai à peu près partout — est en raison inverse du salaire gagné.

Pour éviter en partie ces inconvénients, on a songé à attribuer la propriété des cinquièmes d'actions à la collectivité des ouvriers, l'usufruit étant réservé à l'ouvrier bénéficiaire d'abord, puis à sa veuve. Les cinquièmes devenus disponibles par suite de la mort des usufruitiers seraient joints à la masse et leurs revenus répartis. Mais cette formule soulève, dans ses détails d'application, des questions difficiles à résoudre. Cette idée de distribuer une part des bénéfices sous forme d'actions, dont la collectivité des ouvriers aurait la propriété et l'individu l'usufruit, est, en tout cas, originale. Remarquons en passant que, même sous la dernière forme indiquée, elle diffère totalement de l'institution d'actions de travail.

La participation des ouvriers aux bénéfices à la mine d'Epinac date de 1902.

A cette époque, les diverses industries de Saône-et-Loire venaient de traverser une période de crise et presque toutes les mines et usines de la région avaient eu à supporter des grèves plus ou moins longues depuis 1899. Les mineurs d'Epinac, à maintes reprises solli-

cités de suivre le mouvement gréviste, étaient cependant restés fidèles à leur posse. Quoique affiliés à la Fédération des mineurs, ils avaient refusé de se solidariser avec leurs camarades des autres bassins, lors de la grève générale d'octobre 1902.

C'est alors que pour témoigner à ses ouvriers toute sa satisfaction, la Compagnie prit la décision d'en faire de véritables associés et de les faire participer aux bénéfices de la Société.

Comme la crise avait privé les actionnaires de tout dividende pendant seize ans, il parut équitable que dans les années prospères il fût réservé avant tout prélèvement une rémunération de 10 0/0 pour le capital engagé. L'affaire était, en somme, difficile, et les bénéfices étaient restés jusqu'alors un peu aléatoires. Mais au delà de cette rémunération légitime du capital, la Société eût été disposée à partager tout l'excédent bénéficiaire par parties égales entre les actionnaires et les ouvriers.

Cette formule avait un inconvénient: lorsque les bénéfices nets n'auraient pas dépassé 10 0/0 du capital social, les ouvriers n'auraient rien touché, ce qui n'aurait pas tardé à les désintéresser de cette participation.

On a remédié à cet inconvénient de la façon suivante :

Ayant remarqué que dans les années de prospérité normale ce partage des bénéfices au-dessus de 10 0/0 faisait ressortir la part des ouvriers à 20 0/0 du dividende total distribué, c'est ce taux qui fut adopté, et par un avis en date du 28 novembre 1902, la Compagnie annonçait à son personnel que sous certaines réserves elle proposerait chaque année *à l'assemblée générale des actionnaires* de distribuer aux ouvriers une somme de égale au 20 0/0 du dividende total distribué, quel que soit ce dividende.

Il y a lieu de bien noter que cette allocation n'est pas une prime ni une augmentation de salaire rentrant dans les dépenses d'exploitation et ventilée avant bilan. C'est une part de dividende prélevée sur le dividende total à distribuer une fois le bilan établi. Ainsi, pour un des derniers exercices, les bénéfices nets s'étant élevés à 350.217 francs, l'assemblée générale en a voté la répartition suivante :

Amortissement	95.217 fr.
Dividende	212.500 »
20 0/0 du dividende aux ouvriers	42.500 »
	350.217 fr.

Les ouvriers ont parfaitement saisi cette façon de procéder, qui fait d'eux de véritables actionnaires.

Voici quelles sont les sommes qu'ils ont ainsi touchées, avec la proportion relative aux salaires:

EXERCICES	SOMMES DISTRIBUÉES	SUR SALAIRES DE PARTICIPANTS
		0/0
1901-1902............	50.000	5,78
1902-1903............	50.000	5,37
1903-1904............	50.000	5,16
1904-1905............	42.500	4,02
1905-1906............	42.500	4,27
1906-1907............	42.500	4,12
1907-1908............	50.000	4,62
1908-1909............	42.500	3,78
1909-1910............	42.500	3,50
1910-1911............	42.500	3,13
1911-1912............	42.500	3,05
1912-1913............	42.500	3,09

Au début du fonctionnement de l'institution, la part bénéficiaire des ouvriers était versée sur leur livret de la caisse nationale des retraites, ce qui aurait plus que doublé le montant des pensions qui leur seront servies lorsque la loi de 1894 aura atteint son plein effet. Les ouvriers, très satisfaits au début de cette organi ation, furent fortement émus par les conséquences de la loi dite du « million des mineurs » qui, dans la majoration des pensions, tient compte des revenus de toutes sortes. Et ils vinrent dire à la Compagnie : « Ces versements que vous faites sur nos livrets de la caisse nationale nous seraient certainement profitables, mais étant donné la tendance de la législation en matière de retraites, nous craignons que vous fassiez une œuvre vaine. En effet, si dans un avenir plus ou moins éloigné une nouvelle loi intervient pour majorer à 7 ou 800 francs la retraite des mineurs, nous ne profiterons pas de cette allocation éventuelle, car nos retraites atteindront ou dépasseront ce taux, grâce à vos versements à titre de dons. »

L'argument parut irréfutable et, quoique à regret, la Compagnie décida de cesser les versements à la caisse nationale, et de laisser ses ouvriers libres de disposer à leur gré de leur part bénéficiaire.

Chaque année, la part de chaque ouvrier est portée sur un livret de la Caisse d'épargne privée de la Compagnie, et l'intéressé reste libre, soit de toucher tout ou partie de cette allocation, soit de la laisser s'accumuler avec les intérêts.

Ajoutons que cette institution a valu en 1905 à la Compagnie d'Epinac l'attribution, par l'Académie des sciences morales et politiques, du grand prix Audéoud ; elle reste très appréciée des ouvriers qui en comprennent toute l'importance pour le présent, et surtout

pour l'avenir, si la mine d'Epinac prend le développement qu'il est permis d'espérer.

Retenons des chiffres que nous venons de citer leur progression d'une année à l'autre. Elle tient assurément à l'accroissement de prospérité des entreprises que nous venons de citer. Quelle est la part du zèle, de la vigilance, du surcroît de rendement personnel des ouvriers, parmi les facteurs de cette prospérité ? Il serait sans doute bien difficile de le montrer, et l'on conçoit que l'on puisse préférer d'autres moyens que la participation aux bénéfices pour intéresser l'ouvrier à sa tâche et améliorer ses conditions d'existence.

Aussi bien la participation aux bénéfices n'est-elle point une panacée. Ses protagonistes eux-mêmes sont loin de prétendre qu'elle soit la formule unique des relations idéales entre le capital et le travail, et ils déplorent qu'on ait pu songer parfois à la rendre obligatoire. Mais il faut lui reconnaître des caractères qui doivent en faire un puissant instrumennt dé paix sociale; elle n'est pas une charité (elle suppose avant tout le salaire normal intégralement payé), elle n'est pas une association ; elle n'implique aucun risque de perte pour le participant. Elle se prête surtout avec la plus grande souplesse à toutes les combinaisons que peut suggérer le désir de bien faire, le désir de faire quelque chose. En fait, elle est extrêmement répandue: l'association pour l'étude de la participation aux bénéfices a relevé en France seulement, en dehors de l'agriculture et de la pêche maritime, plus de cent établissements industriels et commerciaux de toute nature pratiquant la participation du personnel dans les bénéfices. Les systèmes adoptés, sur lesquels je ne saurais m'étendre ici, présentent une très grande variété et il est très remarquable qu'ils persistent à la satisfaction commune, car on en peut citer qui sont centenaires. Il n'était pas sans intérêt sans doute de montrer que la participation aux bénéfices existe dans l'industrie des mines qui, soit à cause de la modicité relative et de l'irrégularité de ses bénéfices, soit du nombre élevé de ses ouvriers dans chaque entreprise ou de leur instabilité, pouvait paraître *a priori* comme une des moins désignée pour des expériences semblables.

LÉGISLATION MINIÈRE ET PRÉVOYANCE SOCIALE

Voici quelques données sur le mode de constitution de la propriété minière en France, tel qu'il est établi par la loi du 21 avril 1810, qui régit la matière.

I. — Mines

Loi du 21 avril 1810. — Art. 2. — Sont considérées comme *mines* les masses de substances minérales ou fossiles connues pour contenir, en filons, en couches ou en amas, de l'or, de l'argent, du platine, du mercure, du plomb, du fer, du cuivre, de l'étain, du zinc, de la calamine, du bismuth, du cobalt, de l'arsenic, du manganèse, de l'antimoine, du molybdène, de la plombagine, ou autres matières métalliques, du soufre, du charbon de terre, du bitume, de l'alun et des sulfates à base métallique.

Les gisements de sel gemme ont été classés ultérieurement dans les mines.

Une *mine* ne peut être exploitée qu'en vertu d'un *acte de concession* délibéré en Conseil d'Etat, acte qui règle les droits des propriétaires de la surface sur le produit de la mine concédée.

La *concession* institue une propriété nouvelle, distincte de celle du sol, délimitée d'après l'allure du gîte et les convenances de son exploitation future, sans égard aux divisions arbitraires de la propriété superficiaire. Cette propriété nouvelle est donnée à un concessionnaire, qui accepte les conditions d'un cahier des charges déterminé et qui a justifié des facultés nécessaires et des moyens financiers suffisants pour entreprendre et conduire les travaux et pour satisfaire aux redevances et indemnités imposées par l'acte de concession.

La propriété ainsi créée est librement transmissible, sous la seule obligation, pour le vendeur, d'indiquer à la préfecture du département son domicile et celui de l'acheteur. Toutefois, elle ne peut être ni réunie à d'autres concessions ni fractionnée par lots sans une autorisation préalable du Gouvernement, donnée dans les mêmes formes que la concession.

Les mines sont *immeubles*, ainsi que les bâtiments, machines et tous travaux établis à demeure et les chevaux employés à l'intérieur, agrès, outils servant à l'exploitation. Sont *meubles* les matières extraites et les approvisionnements.

Les *recherches* (galeries, puits ou sondages) ne peuvent être faites que du consentement du propriétaire de la surface ou avec l'autorisation du Gouvernement, à la charge d'une indemnité préalable payée au propriétaire, et le propriétaire entendu. Dans aucun cas, les recherches d'une substance minérale ne peuvent être autorisées dans un terrain déjà concédé au point de vue de cette substance. *Aucun impôt* n'est dû sur les *produits* fournis par *des travaux d'exploration*, produits *qu'on ne peut, d'ailleurs, vendre sans une permission spéciale du ministre des Travaux publics.*

Art. 11. — Nulle permission de recherches ni concession de mines ne peut, sans le consentement formel du propriétaire de la surface,

donner le droit de faire des sondages et d'ouvrir des puits ou galeries, ni celui d'établir des machines ou magasins dans les enclos murés, cours ou jardins, ni dans les terrains attenants aux habitations ou clôtures murées, dans la distance de 100 mètres desdites clôtures ou des habitations.

L'occupation d'un terrain nécessaire à l'exploitation ne peut avoir lieu, dans l'intérieur du périmètre d'une concession de mines, si l'on n'a pas le consentement du propriétaire, qu'avec l'autorisation du préfet.

Art. 43. — Les propriétaires de mines sont tenus de payer les indemnités dues au propriétaire de la surface sur le terrain duquel ils établiront leurs travaux.

Si les travaux entrepris par les explorateurs ou par les propriétaires de mines ne sont que passagers, et si le sol où ils ont été faits peut être mis en culture, au bout d'un an, comme il l'était auparavant, l'indemnité sera réglée au double de ce qu'aurait produit net le terrain endommagé.

Art. 44. — Lorsque l'occupation des terrains, pour la recherche ou les travaux des mines, prive les propriétaires du sol de la jouissance du revenu au delà du temps d'une année, ou lorsque après les travaux les terrains ne sont plus propres à la culture, on peut exiger des propriétaires des mines l'acquisition des terrains.

Si le propriétaire de la surface le requiert, les pièces de terre trop endommagées ou dégradées sur une trop grande partie de leur surface devront être achetées en totalité par le propriétaire de la mine. L'évaluation du prix sera faite, à défaut d'entente amiable, par l'autorité judiciaire et le terrain à acquérir sera toujours estimé au *double de la valeur qu'il avait avant l'exploitation de la mine.*

Les *formalités à remplir* pour l'obtention d'une concession sont les suivantes :

Une *demande* simplement adressée au préfet, qui est tenu d'ordonner les publications et affiches dans les dix jours. A cette demande doit être annexé un plan en triple expédition à l'échelle de 10 millimètres par 100 mètres ;

L'*affichage*, pendant quatre mois, dans le chef-lieu du département et de l'arrondissement où la mine est située, dans le lieu du domicile du demandeur et dans toutes les communes sur lesquelles s'étend la concession demandée ;

L'*insertion* de ces affiches dans les journaux du département. Les maires sont tenus de certifier les *publications*, faites le dimanche, au moins une fois par mois, devant la porte de la maison commune et des églises paroissiales, à l'issue de l'office.

Dans le mois qui suit, sur l'avis de l'ingénieur des mines, le préfet doit donner son avis et le transmettre au ministre, qui prend l'avis du Conseil des mines.

Il est définitivement statué sur la demande, qu'elle soit admise ou repoussée, par un décret délibéré en Conseil d'Etat.

L'*étendue de la concession* sera déterminée par l'acte de concession : elle sera *limitée* par des points fixes pris à la surface du sol et passant par des plans verticaux menés de cette surface dans l'intérieur de la terre à une profondeur indéfinie. Le *bornage* aura lieu à la diligence du préfet, en présence de l'ingénieur des mines, aux frais du concessionnaire, dans les trois mois.

Art. 46. — Le Gouvernement juge des motifs ou considérations d'après lesquels la préférence doit être accordée aux divers demandeurs en concession, qu'ils soient propriétaires de la surface, inventeurs ou autres. En cas que l'inventeur n'obtienne pas la concession d'une mine, il aura droit à une indemnité de la part du concessionnaire ; elle sera réglée par l'acte de concession.

Est réputé *inventeur* celui qui fait connaître la disposition du gîte et démontre l'utilité de son exploitation. Indépendamment de l'indemnité spécifiée plus haut, le concessionnaire lui doit le remboursement des *travaux utiles*, c'est-à-dire des travaux ayant établi la concessibilité du gîte ou fourni des renseignements nécessaires à l'exploitation, ou des travaux applicables à l'exploitation.

L'*exploitation des mines* n'est pas sujette à patente; mais les propriétaires des mines sont tenus de payer à l'Etat une *redevance fixe* et une *redevance proportionnée au produit de l'extraction*. Cette redevance est imposée et perçue comme la contribution foncière, le contentieux en ressortissant, par suite, à la juridiction administrative.

La *redevance fixe* est de 10 francs par kilomètre carré concédé.

La *redevance proportionnelle* s'établit sur le *produit net fictivement* obtenu en déduisant du *produit brut* (représenté par le résultat de la multiplication des quantités extraites par le prix de vente sur le carreau de la mine) les *dépenses d'exploitation* proprement dites, c'est-à-dire les dépenses en salaires, achat et entretien des chevaux, machines, outillage, voies de communication, bâtiments d'exploitation, frais de premier établissement et d'entretien, dommages payés, frais généraux convenables, etc. Cette redevance ne pourra jamais s'élever au-dessus de 5 0/0 du produit net. La *déclaration des exploitants*, permettant d'établir la redevance proportionnelle, doit être déposée à la préfecture en mai de chaque année.

La *redevance tréfoncière* aux propriétaires de la surface est réglée à une somme déterminée par l'acte de concession.

II. — Carrières

Art. 4. — Les carrières renferment les ardoises, les grès, pierres à bâtir et autres, les marbres, granits, pierres à chaux, pierres à plâtre, les pouzzolanes, les trass, les basaltes, les laves, les marnes, craies,

sables, pierres à fusil, argiles, kaolins, terres à foulon, terres à poteries, les substances terreuses et les cailloux de toute nature, les terres pyriteuses.

Les *carrières* appartiennent complètement au propriétaire du sol. Lorsqu'elles sont *à ciel ouvert*, elles peuvent être exploitées sous la simple surveillance de la police et avec l'observation des lois ou règlements généraux ou locaux. Lorsqu'elles sont *souterraines*, elles sont soumises à la même surveillance administrative que les mines, principalement au point de vue de la sûreté des hommes et des choses.

III. — Minerais de fer

Depuis le 1er janvier 1876 (loi du 9 mai 1866), la catégorie de propriété minérale qui avait nom *minière* a disparu, avec les servitudes et privilèges qui l'accompagnaient. Mais le minerai de fer jouit de cette particularité qu'il est rangé tantôt parmi les *mines*, tantôt parmi les *carrières*.

Ce minerai appartient aux *carrières* quand il peut être exploité à ciel ouvert ou par travaux souterrains peu profonds. Une simple *déclaration* est exigée de l'exploitant quand la carrière de fer ne pourra jamais devenir mine ; une *permission* est obligatoire quand il y a passage ultérieur de cette carrière à la mine, afin d'attribuer à l'Administration le droit de prendre les mesures nécessaires.

Le minerai de fer appartient aux *mines* dès que l'exploitation par souterrains proprement dits est reconnue inévitable ou dès que l'exploitation à ciel ouvert menace de rendre, au bout de peu d'années, celle-ci impraticable. Mais le concessionnaire des mines de fer est alors tenu d'indemniser les propriétaires au profit desquels l'exploitation du minerai avait lieu, dans la proportion du revenu qu'ils tiraient de leur carrière.

IV. — Tourbes

Art. 83. — Les tourbes ne peuvent être exploitées que par le propriétaire du terrain ou de son consentement.

Mais la *mise en exploitation d'une tourbière* ne peut avoir lieu, même par un propriétaire, qu'après une déclaration à l'Administration et sous la condition de se conformer, dans la conduite des travaux, aux conditions locales imposées par un règlement d'administration publique, dans l'intérêt général du bon aménagement du gîte.

Décret du 3 janvier 1893. — *Police des mines.* — Art. 6. — Il sera tenu sur chaque mine *un registre et un plan* contenant l'avancement journalier des travaux et les circonstances de l'exploitation dont il sera utile de conserver le souvenir. L'ingénieur des mines devra, à chacune de ses tournées, se faire représenter ce registre et ce

plan : il y insérera le procès-verbal de visite et ses observations sur la conduite des travaux. Il laissera à l'exploitant, dans tous les cas où il le jugera utile, une instruction écrite sur le registre contenant les mesures à prendre pour la sûreté des hommes et celle des choses.

Le plan sera à l'échelle de 1 millimètre par mètre, il sera accompagné des coupes.

Il sera tenu également un *contrôle exact et journalier* des ouvriers qui travaillent soit à l'intérieur, soit à l'extérieur des mines, minières, usines et ateliers en dépendant.

Abandon des exploitations. — Art. 8. — Il est défendu à tout propriétaire d'abandonner en totalité une exploitation, si auparavant elle n'a été visitée par l'ingénieur des mines. Les plans intérieurs seront vérifiés par lui ; il en donnera procès-verbal par lequel il fera connaître les causes qui peuvent nécessiter l'abandon. Le tout sera transmis par lui, ainsi que son avis, au préfet du département.

Le préfet ordonnera les dispositions de police, de sûreté et de conservation qu'il jugera convenables, d'après l'avis de l'ingénieur des mines.

Loi du 8 juillet 1890 sur les délégués à la sécurité des ouvriers mineurs. — Article premier. — § 1. Des délégués à la sécurité des ouvriers mineurs sont institués conformément aux dispositions de la présente loi, pour visiter les travaux souterrains des mines, minières ou carrières, dans le but exclusif d'en examiner les conditions de sécurité pour le personnel qui y est occupé et, d'autre part, en cas d'accident, les conditions dans lesquelles cet accident se serait produit.

§ 2. Un délégué et un délégué suppléant exercent leurs fonctions dans une circonscription souterraine dont les limites sont déterminées par un arrêté du préfet, rendu sous l'autorité du Ministre des Travaux publics, après rapport des ingénieurs des mines, l'exploitant entendu.

§ 3. Tout ensemble de puits, galeries et chantiers dépendant d'un même exploitant et dont la visite détaillée n'exige pas plus de six jours constitue qu'une seule circonscription. — Les autres exploitations sont subdivisées en deux, trois, etc., circonscriptions, selon que la visite n'exige pas plus de douze, dix-huit, etc., jours. — Un même arrêté statue sur la délimitation des diverses circonscriptions entre lesquelles est ainsi divisé, s'il y a lieu, l'ensemble des puits, galeries et chantiers voisins dépendant d'un même exploitant, sous le territoire d'une même commune ou de plusieurs communes contiguës.

§ 4. A toute époque, le préfet peut, par suite de changements survenus dans les travaux, modifier, sur le rapport des ingénieurs des mines, l'exploitant entendu, le nombre et les limites des circonscriptions.

§ 5. A l'arrêté préfectoral est annexé un plan donnant la délimitation de chaque circonscription et portant les limites des communes sous le territoire desquelles elle s'étend. Ce plan est fourni par l'exploi-

tant en triple expédition, sur la demande du préfet, et conformément à ses indications.

§ 6. L'arrêté préfectoral est notifié dans la huitaine à l'exploitant auquel est remis en même temps un des plans annexés audit arrêté.

§ 7. Ampliation de l'arrêté préfectoral, avec un des plans annexés, reste déposée à la mairie de la commune qui est désignée dans l'arrêté parmi celles sous lesquelles s'étendent les circonscriptions qu'il délimite; elle y est tenue, sans déplacement, à la disposition de tous les intéressés.

§ 8. Un arrêté du préfet, rendu sur le rapport des ingénieurs des mines, peut dispenser de délégués toute concession de mines, ou tout ensemble de concessions de mines contiguës, ou tout ensemble de travaux souterrains de minières ou carrières, qui, dépendant d'un même exploitant, emploierait moins de vingt-cinq ouvriers travaillant au fond.

Art. 2. — § 1. Le délégué doit visiter deux fois par mois tous les puits, galeries et chantiers de sa circonscription. Il visitera également les appareils servant à la circulation et au transport des ouvriers.

§ 2. Il doit, en outre, procéder sans délai à la visite des lieux où est survenu un accident ayant occasionné la mort ou des blessures graves à un ou plusieurs ouvriers, ou pouvant compromettre la sécurité des ouvriers. Avis de l'accident doit être donné sur-le-champ au délégué par l'exploitant.

§ 3. Le délégué, dans ses visites, est tenu de se conformer à toutes les mesures prescrites par les règlements en vue d'assurer l'ordre et la sécurité dans les travaux.

§ 4. Le délégué suppléant ne remplace le délégué qu'en cas d'empêchement motivé de celui-ci, sur l'avis que le délégué en a donné tant à l'exploitant qu'au délégué suppléant.

Art. 3. — § 1. Les observations relevées par le délégué dans chacune de ses visites doivent être, le jour même ou au plus tard le lendemain, consignées par lui sur un registre spécial fourni par l'exploitant, et constamment tenu sur le carreau de l'exploitation à la disposition des ouvriers.

§ 2. Le délégué inscrit sur le registre les heures auxquelles il a commencé et terminé sa visite, ainsi que l'itinéraire suivi par lui.

§ 3. L'exploitant peut consigner ses observations et dires sur le même registre, en regard de ceux du délégué.

§ 4. Des copies des uns et des autres sont immédiatement et respectivement envoyées par les auteurs au préfet, qui les communique aux ingénieurs des mines.

§ 5. Lors de leurs tournées, les ingénieurs des mines et les contrôleurs des mines doivent viser le registre de chaque circonscription. Ils peuvent toujours se faire accompagner dans leurs visites par le délégué de la circonscription.

Art. 4. — Le délégué et le délégué suppléant sont élus au scrutin de liste, dans les formes prévues aux articles suivants.

Art. 5. — Sont électeurs dans une circonscription les ouvriers qui y travaillent au fond, à la condition :

1° D'être Français et de jouir de leurs droits politiques;

2° D'être inscrits sur la feuille de la dernière paye effectuée pour la circonscription avant l'arrêté de convocation des électeurs.

Art. 6. — § 1. Sont éligibles dans une circonscription, à la condition de savoir lire et écrire et, en outre, de n'avoir jamais encouru de condamnation pour infraction aux dispositions soit de la présente loi, soit de la loi du 21 avril 1810 et du décret du 3 janvier 1813, soit des articles 414 et 415 du Code pénal :

1° Les électeurs ci-dessus désignés, âgés de vingt-cinq ans accomplis, travaillant au fond depuis cinq ans au moins dans la circonscription ou dans l'une des circonscriptions voisines dépendant du même exploitant, qui sont délimitées par le même arrêté préfectoral, conformément au paragraphe 3 de l'article 1er ci-dessus ;

2° Les anciens ouvriers domiciliés dans les communes sous le territoire desquelles s'étend l'ensemble des circonscriptions comprises avec la circonscription en question dans le même arrêté de délimitation, conformément au susdit paragraphe 3 de l'article 1er, à la condition qu'ils soient âgés de vingt-cinq ans accomplis, qu'ils soient Français, qu'ils jouissent de leurs droits politiques, qu'ils aient travaillé au fond pendant cinq ans au moins dans les circonscriptions comprises dans l'arrêté précité, et qu'ils n'aient pas cessé d'y être employés depuis plus de dix ans, soit comme ouvrier du fond, soit comme délégué ou délégué suppléant ;

3° Les anciens ouvriers ne seront éligibles que s'ils ne sont pas déjà délégués non seulement pour une circonscription de la mine de l'exploitant, mais encore pour une circonscription d'une autre mine située dans ou en dehors du territoire de leur commune.

§ 2. Pendant les cinq premières années qui suivront l'ouverture à l'exploitation d'une nouvelle circonscription, pourront être élus les électeurs justifiant de cinq ans de travail au fond, dans une mine, minière ou carrière souterraine de même nature.

Art. 7. — § 1. Dans les huit jours qui suivent la publication de l'arrêté préfectoral convoquant les électeurs, la liste électorale de la circonscription, dressée par l'exploitant, est remise par lui en trois exemplaires au maire de chacune des communes sous lesquelles s'étend la circonscription. Le maire fait immédiatement afficher cette liste à la porte de la mairie et dresse procès-verbal de cet affichage ; il envoie les deux autres exemplaires au préfet et au juge de paix avec copie du procès-verbal d'affichage. Dans le même délai de huit jours, l'exploitant fait afficher ladite liste aux lieux habituels pour les avis donnés aux ouvriers.

§ 2. Si l'exploitant ne remet pas aux maires et ne fait pas afficher la liste électorale dans les délais et conditions ci-dessus prévus, le

préfet fait dresser et afficher cette liste, aux frais de l'exploitant, sans préjudice des peines qui pourront être prononcées contre ce dernier pour contravention à la présente loi.

§ 3. En cas de réclamation des intéressés, le recours doit être formé cinq jours au plus après celui où l'affichage a été effectué par le maire le moins diligent, devant le juge de paix, qui statue d'urgence et en dernier ressort.

§ 4. Si une circonscription s'étend sous deux ou plusieurs cantons, le juge de paix compétent est celui dont le canton comprend la mairie de la commune désignée comme lieu du vote par l'arrêté préfectoral de convocation des électeurs.

Art. 8. — § 1. Les électeurs d'une circonscription sont convoqués par un arrêté du préfet.

§ 2. L'arrêté doit être publié et affiché dans les communes sous le territoire desquelles s'étend la circonscription, quinze jours au moins avant l'élection, qui doit toujours avoir lieu un dimanche.

§ 3. L'arrêté fixe la date de l'élection, ainsi que les heures auxquelles sera ouvert et fermé le scrutin.

§ 4. Le vote a lieu à la mairie de la commune désignée par l'arrêté de convocation parmi celles sous le territoire desquelles s'étend la circonscription.

Art. 9. — § 1. Le bureau électoral est présidé par le maire, qui prend comme assesseurs le plus âgé et le plus jeune des électeurs présents au moment de l'ouverture du scrutin, et, à défaut d'électeurs présents ou consentant à siéger, deux membres du conseil municipal.

§ 2. Chaque bulletin porte deux noms avec l'indication de la qualité de délégué ou de délégué suppléant à chaque candidat. Nul n'est élu au premier tour de scrutin s'il n'a obtenu la majorité absolue des suffrages exprimés et un nombre de voix au moins égal au quart du nombre des électeurs inscrits.

§ 3. Au deuxième tour de scrutin, la majorité relative suffit, quel que soit le nombre des votants.

§ 4. En cas d'égalité de suffrages, le plus âgé des candidats est élu.

§ 5. Si un second tour de scrutin est nécessaire, il y est procédé le dimanche suivant, dans les mêmes conditions de forme et de durée.

§ 6. Le vote a lieu, sous peine de nullité, sous enveloppe d'un type uniforme déposé à la préfecture.

Art. 10. — § 1. Ceux qui, soit par voies de fait, violences, menaces, dons ou promesses, soit en faisant craindre à un électeur de perdre son emploi, d'être privé de son travail, ou d'exposer à un dommage sa personne, sa famille, ou sa fortune, auront influencé le vote, seront punis d'un emprisonnement d'un mois à un an et d'une amende de 100 francs à 2.000 francs.

§ 2. L'article 463 du Code pénal pourra être appliqué.

Art. 11. — Pourra être annulée toute élection dans laquelle les can-

didats élus auraient influencé le vote en promettant de s'immiscer dans des questions ou revendications étrangères à l'objet des fonctions de délégué, telles qu'elles sont définies au paragraphe 1er de l'article 1er.

Art. 12. — § 1. Après le dépouillement du scrutin, le président proclame le résultat du vote ; il dresse et transmet au préfet le procès-verbal des opérations.

§ 2. Les protestations doivent être consignées au procès-verbal ou être adressées, à peine de nullité, dans les trois jours qui suivent l'élection, au préfet, qui en accuse réception.

§ 3. Les exploitants peuvent, comme les électeurs, adresser dans le même délai leurs protestations au préfet.

§ 4. En cas de protestation ou si le préfet estime que les conditions prescrites par la loi ne sont pas remplies, le dossier est transmis, au plus tard le cinquième jour après l'élection, au conseil de préfecture, qui doit statuer dans les huit jours suivants.

§ 5. En cas d'annulation, il est procédé à l'élection dans le délai d'un mois.

Art. 13. — § 1. Les délégués et délégués suppléants sont élus pour trois ans ; toutefois, ils doivent continuer leurs fonctions tant qu'ils n'ont pas été remplacés.

§ 2. A l'expiration des trois ans, il est procédé à de nouvelles élections dans le délai d'un mois.

§ 3. Il est pourvu dans le mois qui suit la vacance au remplacement du délégué ou du délégué suppléant décédé ou démissionnaire, ou révoqué, ou déchu des qualités requises pour l'éligibilité.

§ 4. Le nouvel élu est nommé pour le temps restant à courir jusqu'au terme qui était assigné aux fonctions de celui qu'il remplace.

§ 5. Il devra être procédé à de nouvelles élections pour les circonscriptions qui seront créées ou modifiées par application du paragraphe 4 de l'article 1er de la présente loi.

Art. 14. — L'article 7, § 3, du décret du 3 janvier 1813, est ainsi modifié :

« En cas de contestation, trois experts seront chargés de procéder aux vérifications nécessaires. Le premier sera nommé par le préfet, le deuxième par l'exploitant, et le troisième sera de droit le délégué de la circonscription, ou sera désigné par le juge de paix, s'il n'existe pas de circonscription.

« Si la vérification intéresse plusieurs circonscriptions, les délégués de ces circonscriptions nommeront parmi eux le troisième expert. »

Art. 15. — § 1. Tout délégué ou délégué suppléant peut, pour négligence grave ou abus dans l'exercice de ses fonctions, ou à la suite de condamnations prononcées en vertu des articles 414 et 415 du Code pénal, être suspendu pendant trois mois au plus, par arrêté du préfet, pris après enquête, sur avis motivé de l'ingénieur des mines, le délégué entendu.

§ 2. L'arrêté de suspension est, dans la quinzaine, soumis par le

préfet au ministre des Travaux publics, lequel peut lever ou réduire la suspension et, s'il y a lieu, prononcer la révocation du délégué.

§ 3. Les délégués et délégués suppléants révoqués ne peuvent être réélus avant un délai de trois ans.

Art. 16. — § 1. Les visites prescrites par la présente loi sont payées par le Trésor au délégué comme journées de travail.

§ 2. Au mois de décembre de chaque année, le préfet, sur l'avis des Ingénieurs des mines et sous l'autorité du ministre des Travaux publics, fixe pour l'année suivante et pour chaque circonscription le nombre maximum des journées que le délégué doit employer à ses visites et le prix de la journée. Il fixe également le minimum de l'indemnité mensuelle pour les circonscriptions comprenant au plus 120 ouvriers.

§ 3. Dans les autres cas, l'indemnité à accorder aux délégués pour les visites mensuelles réglementaires ne pourra être inférieure au prix de dix journées de travail par mois.

§ 4. Les visites supplémentaires faites par un délégué, soit pour accompagner les ingénieurs ou contrôleurs des mines, soit à la suite d'accidents, lui seront payées en outre et au même prix.

§ 5. Le délégué dresse mensuellement un état des journées employées aux visites tant par lui-même que par son suppléant. Cet état est vérifié par les ingénieurs des mines et arrêté par le préfet.

§ 6. La somme due à chaque délégué lui est payée par le Trésor, sur mandat mensuel délivré par le préfet.

§ 7. Les frais avancés par le Trésor sont recouvrés sur les exploitants comme en matière de contributions directes.

Art. 17. — Seront poursuivis et punis, conformément à la loi du 21 avril 1810 :

Tous ceux qui apporteraient une entrave aux visites et constatations ou contreviendraient aux dispositions de la présente loi.

§ 1. Art. 18. — Les exploitations de mines, minières et carrières à ciel ouvert pourront, en raison des dangers qu'elles présenteront, être assimilées aux exploitations souterraines pour l'application de la présente loi, par arrêté du préfet, rendu sur le rapport des Ingénieurs des mines.

§ 2. Dans ce cas, les ouvriers attachés à l'extraction devront être assimilés aux ouvriers du fond pour l'électorat et l'éligibilité.

Décret du 14 janvier 1909 réglementant l'exploitation des mines. — Voici les principaux articles de ce décret récent modifiant la loi de 1810 notamment en ce qui concerne les mesures à prendre en cas d'accident de mine et aussi pour ce qui est relatif à la tenue à jour des plans de surface et des plans des travaux souterrains, les prescriptions réglementaires auxquelles sont désormais soumis les exploitants.

Art. 11. — En cas d'accident survenu dans une mine ou dans ses dépendances, avis en est donné par l'exploitant aux autorités compétentes, et il est procédé conformément aux dispositions du décret

du 3 janvier 1813, des lois relatives aux délégués à la sécurité des ouvriers mineurs et des lois relatives aux accidents du travail.

Il est interdit de modifier l'état des lieux où est survenu l'un des accidents prévus par l'article 11 du décret du 3 janvier 1813, ainsi que de déplacer ou de modifier les objets qui s'y trouvaient avant que les ingénieurs, dûment avisés, aient procédé aux visites prescrites par ce décret.

Toutefois cette interdiction ne s'applique pas aux travaux de sauvetage ou de consolidation urgente, ni à ceux qu'il serait nécessaire d'effectuer pour éviter la suspension de l'exploitation.

Art. 12. — Indépendamment des plans des travaux souterrains prescrits par l'article 6 du décret du 3 janvier 1813, l'exploitant doit tenir constamment à jour, pour chaque mine, un plan de la surface, sur toile ou papier transparent, qui puisse se superposer aux plans des travaux souterrains.

Une expédition de chacun de ces plans, dûment certifiée et signée par l'exploitant, doit être remise à l'ingénieur ordinaire des mines. Une nouvelle expédition dûment mise à jour est substituée à la précédente à toute demande de l'ingénieur et au moins une fois l'an.

Chaque exploitant est tenu de communiquer dans ses bureaux, à tout propriétaire qui lui en fera la demande, les plans des travaux souterrains effectués sous sa propriété avec le plan de la surface permettant de se rendre compte de leur situation.

Le préfet statuant, sur le rapport des ingénieurs des mines, peut faire exécuter d'office, après une mise en demeure restée sans résultat, les plans qui ne sont pas tenus conformément aux prescriptions réglementaires ou ceux dont les ingénieurs auraient reconnu l'inexactitude.

Art. 13. — Dans tous les cas où un travail dont les frais incombent à l'exploitant a dû être fait d'office par application du présent décret, les sommes avancées sont recouvrées sur l'exploitant au moyen d'états rendus exécutoires, s'il y a lieu, conformément aux lois, sans préjudice de l'application de l'article 9 de la loi du 27 avril 1838.

Art. 14. — L'exploitant met à la disposition des ingénieurs des mines et agents sous leurs ordres les appareils et engins nécessaires à la surveillance à laquelle les travaux doivent être soumis.

Lorsque les ingénieurs des mines, dans l'exercice de leurs fonctions, ont à procéder à une enquête ou à faire exécuter des travaux d'office, l'exploitant est tenu de mettre à leur disposition, sur leur demande, les locaux nécessaires.

Art. 15. — L'exploitant doit porter à la connaissance des intéressés les règlements et instructions édictés par l'administration en vue d'assurer la sécurité et l'hygiène du personnel, ainsi que ceux qui auraient été établis par lui dans le même but et communiqués à l'ingénieur ordinaire des mines.

Il est remis par l'exploitant, contre reçu, à tout préposé et ouvrier, un exemplaire imprimé dûment tenu à jour des règlements et instruc-

tions mentionnés à l'alinéa précédent ou un extrait de ces documents relatifs à l'emploi et au travail de l'intéressé.

Toute personne admise à pénétrer dans la mine, à quelque titre que ce soit, est tenue de se conformer aux prescriptions desdits règlements et instructions ainsi qu'aux instructions qui lui seraient données par le directeur, les ingénieurs et préposés, en vue d'assurer la sécurité de l'exploitation et l'hygiène du personnel.

Art. 16. — Outre la déclaration détaillée du produit net imposable de la mine, l'exploitant est tenu d'adresser à l'ingénieur en chef des mines, dans la forme et aux époques fixées par le ministre des travaux publics, les renseignements concernant l'exploitation, nécessaires à la confection des statistiques générales dressées par l'administration.

Art. 17. — Sont applicables aux travaux de recherches de mines les articles 4, 5 et 9 à 16 du présent décret.

Accidents de mine.

Les obligations du concessionnaire de mine en cas d'accident sont les suivantes :

1° **Mesures préventives.**— Se conformer aux indications de l'*ingénieur des mines* et du *contrôleur des mines* lors des visites de ces agents.

Observer les règlements relatifs à l'*aérage*, à l'*entretien des puits et galeries*, à l'*emploi des lampes de sûreté*, *des explosifs de sûreté*. etc. Organisation d'un *service médical.* Il tiendra compte aussi des visites des *délégués mineurs*.

2° **Mesures à prendre en vue d'un accident possible.** — Entretien de boîtes de médicaments et de boîtes de secours avec pansements, aux orifices des puits et dans l'intérieur de la mine. S'assurer le concours permanent et le plus accéléré possible d'un *médecin* ou *chirurgien*.

3° **Mesures à prendre après un accident.** — Prévenir *immédiatement* et *par écrit* le *maire de la commune*, l'*ingénieur des mines* et le *contrôleur des mines*.

En cas d'accident, le maire et l'ingénieur des mines ont le droit de *réquisition*, dont les frais doivent être supportés par le concessionnaire. Il est procédé immédiatement à une *enquête* destinée à établir les *causes* de l'accident et les *responsabilités* engagées. (Voir ci-dessous plus loin, p. 260, le texte de la loi du 9 avril 1898 sur les responsabilités en cas d'accidents.)

Loi du 9 avril 1898, concernant les responsabilités des accidents dont les ouvriers sont victimes dans leur travail. — Titre I. — *Indemnités en cas d'accidents.* — Article premier. — Les accidents survenus par le fait du travail, ou à l'occasion du travail, aux ouvriers et employés occupés dans l'industrie du bâtiment, les usines,

manufactures, chantiers, les entreprises de transport par terre et par eau, de chargement et de déchargement, les magasins publics, mines, minières, carrières, et, en outre, dans toute exploitation ou partie d'exploitation dans laquelle sont fabriquées ou mises en œuvre des matières explosives, ou dans laquelle il est fait usage d'une machine mue par une force autre que celle de l'homme ou des animaux, donnent droit, au profit de la victime ou de ses représentants, à une indemnité à la charge du chef d'entreprise, à la condition que l'interruption de travail ait duré plus de quatre jours.

Les ouvriers qui travaillent seuls d'ordinaire ne pourront être assujettis à la présente loi par le fait de la collaboration accidentelle d'un ou de plusieurs de leurs camarades.

Art. 2. — Les ouvriers et employés désignés à l'article précédent ne peuvent se prévaloir, à raison des accidents dont ils sont victimes dans leur travail, d'aucunes dispositions autres que celles de la présente loi.

Ceux dont le salaire annuel dépasse 2.400 francs ne bénéficient de ces dispositions que jusqu'à concurrence de cette somme. Pour le surplus, ils n'ont droit qu'au quart des rentes ou indemnités stipulées à l'article 3, à moins de conventions contraires quant au chiffre de la quotité.

Art. 3. — Dans les cas prévus à l'article 1er, l'ouvrier ou l'employé a droit :

Pour l'incapacité absolue et permanente, à une rente égale aux deux tiers de son salaire annuel ;

Pour l'incapacité partielle et permanente, à une rente égale à la moitié de la réduction que l'accident aura fait subir au salaire ;

Pour l'incapacité temporaire, à une indemnité journalière égale à la moitié du salaire touché au moment de l'accident, si l'incapacité de travail a duré plus de quatre jours et à partir du cinquième jour.

Lorsque l'accident est suivi de mort, une pension est servie aux personnes ci-après désignées, à partir du décès, dans les conditions suivantes :

A. Une rente viagère égale à 20 0/0 du salaire annuel de la victime pour le conjoint survivant non divorcé ou séparé de corps, à la condition que le mariage ait été contracté antérieurement à l'accident.

En cas de nouveau mariage, le conjoint cesse d'avoir droit à la rente mentionnée ci-dessus ; il lui sera alloué, dans ce cas, le triple de cette rente à titre d'indemnité totale.

B. Pour les enfants, légitimes ou naturels, reconnus avant l'accident, orphelins de père ou de mère, âgés de moins de seize ans, une rente calculée sur le salaire annuel de la victime, à raison de 15 0/0 de ce salaire s'il n'y a qu'un enfant, de 25 0/0 s'il y en a deux, de 35 0/0 s'il y en a trois et de 40 0/0 s'il y en a quatre ou un plus grand nombre.

Pour les enfants, orphelins de père et de mère, la rente est portée pour chacun d'eux à 20 0/0 du salaire.

L'ensemble de ces rentes ne peut, dans le premier cas, dépasser 40 0/0 du salaire ni 60 0/0 dans le second.

C. Si la victime n'a ni conjoint ni enfant dans les termes des paragraphes A et B, chacun des ascendants et descendants qui étaient à sa charge recevra une rente viagère pour les ascendants et payable jusqu'à seize ans pour les descendants. Cette rente sera égale à 10 0/0 du salaire annuel de la victime, sans que le montant total des rentes ainsi allouées, puisse dépasser 30 0/0.

Chacune des rentes prévues par le paragraphe C est, le cas échéant, réduite proportionnellement.

Lesrentes constituées en vertu de la présente loi, sont payables par trimestre ; elles sont incessibles et insaisissables.

Les ouvriers étrangers, victimes d'accidents, qui cesseront de résider sur le territoire français, recevront, pour toute indemnité, un capital égal à trois fois la rente qui leur avait été allouée.

Les représentants d'un ouvrier étranger ne recevront aucune indemnité si, au moment de l'accident, ils ne résidaient pas sur le territoire français.

Art. 4. — Le chef d'entreprise supporte, en outre, les frais médicaux et pharmaceutiques et les frais funéraires. Ces derniers sont évalués à la somme de 100 francs au maximum.

Quant aux frais médicaux et pharmaceutiques, si la victime a fait choix elle-même de son médecin, le chef d'entreprise ne peut être tenu que jusqu'à concurrence de la somme fixée par le juge de paix du canton, conformément aux tarifs adoptés dans chaque département pour l'assistance médicale gratuite.

Art. 5. — Les chefs d'entreprise peuvent se décharger pendant les trente, soixante ou quatre-vingt-dix premiers jours à partir de l'accident, de l'obligation de payer aux victimes les frais de maladie et l'indemnité temporaire, ou une partie seulement de cette indemnité, comme il est spécifié ci-après, s'ils justifient :

1° Qu'ils ont affilié leurs ouvriers à des sociétés de secours mutuels et pris à leur charge une quote-part de la cotisation qui aura été déterminée d'un commun accord, et en se conformant aux statuts-type approuvés par le ministre compétent, mais qui ne devra pas être inférieure au tiers de cette cotisation.

2° Que ces sociétés assurent à leurs membres, en cas de blessures, pendant trente, soixante ou quatre-vingt-dix jours, les soins médicaux et pharmaceutiques et une indemnité journalière.

Si l'indemnité journalière servie par la société est inférieure à la moitié du salaire quotidien de la victime, le chef d'entreprise est tenu de lui verser la différence.

Art. 6. — Les exploitants de mines, minières et carrières peuvent se décharger des frais et indemnités mentionnés à l'article précédent moyennant une subvention annuelle versée aux caisses ou société

de secours constituées dans ces entreprises en vertu de la loi du 29 juin 1894.

Le montant et les conditions de cette subvention devront être acceptés par la société et approuvés par le ministre des Travaux publics.

Ces deux dispositions seront applicables à tous autres chefs d'industrie qui auront créé en faveur de leurs ouvriers des caisses particulières de secours en conformité du titre III de la loi du 29 juin 1894. L'approbation prévue ci-dessus sera, en ce qui les concerne, donnée par le ministre du Commerce et de l'Industrie.

Art. 7. — Indépendamment de l'action résultant de la présente loi, la victime ou ses représentants conservent, contre les auteurs de l'accident autres que le patron ou ses ouvriers et préposés, le droit de réclamer la réparation du préjudice causé, conformément aux règles du droit commun.

L'indemnité qui leur sera allouée exonérera à due concurrence le chef d'entreprise des obligations mises à sa charge.

Cette action contre les tiers responsables pourra même être exercée par le chef d'entreprise, à ses risques et périls, aux lieu et place de la victime ou de ses ayants droit, si ceux-ci négligent d'en faire usage.

Art. 8. — Le salaire qui servira de base à la fixation de l'indemnité allouée à l'ouvrier âgé de moins de seize ans ou à l'apprenti victime d'un accident ne sera pas inferieur au salaire le plus bas des ouvriers valides de la même catégorie, occupés dans l'entreprise.

Toutefois, dans le cas d'incapacité temporaire, l'indemnité de l'ouvrier âgé de moins de seize ans ne pourra pas dépasser le montant de son salaire.

Art. 9. — Lors du règlement définitif de la rente viagère, après le délai de revision prévu à l'article 19, la victime peut demander que le quart au plus du capital nécessaire à l'établissement de cette rente, calculé d'après les tarifs dressés pour les victimes d'accidents par la Caisse des retraites pour la vieillesse, lui soit attribué en espèces.

Elle peut aussi demander que ce capital, ou ce capital réduit du quart au plus, comme il vient d'être dit, serve à constituer sur sa tête une rente viagère réversible, pour moitié au plus, sur la tête de son conjoint. Dans ce cas, la rente viagère sera diminuée de façon qu'il ne résulte de la réversibilité aucune augmentation de charges pour le chef d'entreprise.

Le tribunal, en chambre du conseil, statuera sur ces demandes.

Art. 10. — Le salaire servant de base à la fixation des rentes s'entend, pour l'ouvrier occupé dans l'entreprise pendant les douze mois écoulés avant l'accident, de la rémunération effective qui lui a été allouée pendant ce temps, soit en argent, soit en nature.

Pour les ouvriers occupés pendant moins de douze mois avant l'accident, il doit s'entendre de la rémunération effective qu'ils ont reçue depuis leur entrée dans l'entreprise, augmentée de la rémunération

moyenne qu'ont reçue, pendant la période nécessaire pour compléter les douze mois, les ouvriers de la même catégorie.

Si le travail n'est pas continu, le salaire annuel est calculé tant d'après la rémuneration reçue pendant la période d'activité que d'après le gain de l'ouvrier pendant le reste de l'année.

Titre II. — *Déclaration des accidents et enquête.* — Art. 11. — Tout accident ayant occasionné une incapacité de travail doit être déclaré dans les quarante-huit heures, par le chef d'entreprise ou ses préposés, au maire de la commune, qui en dresse procès-verbal.

Cette déclaration doit contenir les noms et adresses des témoins de l'accident. Il y est joint un certificat de médecin indiquant l'état de la victime, les suites probables de l'accident et l'époque à laquelle il sera possible d'en connaître le résultat définitif.

La même déclaration pourra être faite par la victime ou ses représentants.

Récépissé de la déclaration et du certificat du médecin est remis par le maire au déclarant.

Avis de l'accident est donné immédiatement par le maire à l'inspecteur divisionnaire ou départemental du travail ou à l'ingénieur ordinaire des mines chargé de la surveillance de l'entreprise.

L'article 15 de la loi du 2 novembre 1892 et l'article 11 de la loi du 12 juin 1893 cessent d'être applicables dans les cas visés par la présente loi.

Art. 12. — Lorsque, d'après le certificat médical, la blessure paraît devoir entraîner la mort ou une incapacité permanente absolue ou partielle de travail, le maire transmet immédiatement copie de la déclaration et le certificat médical au juge de paix du canton où l'accident s'est produit.

Dans les vingt-quatre heures de la réception de cet avis, le juge de paix procède à une enquête à l'effet de rechercher :

1° La cause, la nature et les circonstances de l'accident ;

2° Les personnes victimes et le lieu où elles se trouvent ;

3° La nature des lésions ;

4° Les ayants droit pouvant, le cas échéant, prétendre à une indemnité ;

5° Le salaire quotidien et le salaire annuel des victimes.

Art. 13. — L'enquête a lieu contradictoirement dans les formes prescrites par les articles 35, 36, 37, 38 et 39 du code de procédure civile, en présence des parties intéressées ou celles-ci convoquées d'urgence par lettre recommandée.

Le juge de paix doit se transporter auprès de la victime de l'accident qui se trouve dans l'impossibilité d'assister à l'enquête.

Lorsque le certificat médical ne lui paraîtra pas suffisant, le juge de paix pourra désigner un médecin pour examiner le blessé.

Il peut aussi commettre un expert pour l'assister dans l'enquête.

Il n'y a pas lieu, toutefois, à nomination d'expert dans les entre

prises administrativement surveillées, ni dans celles de l'Etat placées sous le contrôle d'un service distinct du service de gestion, ni dans les établissements nationaux où s'effectuent des travaux que la sécurité publique oblige à tenir secrets. Dans ces divers cas, les fonctionnaires chargés de la surveillance ou du contrôle de ces établissements ou entreprises et, en ce qui concerne les exploitations minières, les délégués à la sécurité des ouvriers mineurs, transmettent au juge de paix, pour être joint au procès-verbal d'enquête, un exemplaire de leur rapport.

Sauf les cas d'impossibilité matérielle dûment constatés dans le procès-verbal, l'enquête doit être close dans le plus bref délai et, au plus tard, dans les dix jours à partir de l'accident. Le juge de paix avertit, par lettre recommandée, les parties de la clôture de l'enquête et du dépôt de la minute au greffe, où elles pourront, pendant un délai de cinq jours, en prendre connaissance et s'en faire délivrer une expédition, affranchie du timbre et de l'enregistrement. À l'expiration de ce délai de cinq jours, le dossier de l'enquête est transmis au président du tribunal civil de l'arrondissement.

Art. 14. — Sont punis d'une amende de 1 à 15 francs les chefs d'industrie ou leurs préposés qui ont contrevenu aux dispositions de l'article 11.

En cas de récidive dans l'année, l'amende peut être élevée de 16 à 300 francs.

L'article 463 du Code pénal est applicable aux contraventions prévues par le présent article.

Titre III. — *Compétence. — Juridictions. — Procédure. — Revision.* — Art. 15. — Les contestations entre les victimes d'accidents et les chefs d'entreprise, relatives aux frais funéraires, aux frais de maladie ou aux indemnités temporaires, sont jugées en dernier ressort par le juge de paix du canton où l'accident s'est produit, à quelque chiffre que la demande puisse s'élever.

Art. 16. — En ce qui touche les autres indemnités prévues par la présente loi, le président du tribunal de l'arrondissement convoque, dans les cinq jours à partir de la transmission du dossier, la victime ou ses ayants droit et le chef d'entreprise, qui peut se faire représenter.

S'il y a accord des parties intéressées, l'indemnité est définitivement fixée par l'ordonnance du président, qui donne acte de cet accord.

Si l'accord n'a pas lieu, l'affaire est renvoyée devant le tribunal, qui statue comme en matière sommaire, conformément au titre XXIV du livre II du Code de procédure civile.

Si la cause n'est pas en état, le tribunal sursoit à statuer, et l'indemnité temporaire continuera à être servie jusqu'à la décision définitive.

Le tribunal pourra condamner le chef d'entreprise à payer une provision; sa décision sur ce point sera exécutoire nonobstant appel.

Art. 17. — Les jugements rendus en vertu de la présente loi sont

susceptibles d'appel, selon les règles du droit commun. Toutefois, l'appel devra être interjeté dans les quinze jours de la date du jugement s'il est contradictoire et, s'il est par défaut, dans la quinzaine à partir du jour où l'opposition ne sera plus recevable.

L'opposition ne sera plus recevable en cas de jugement par défaut contre partie, lorsque le jugement aura été signifié à personne, passé le délai de quinze jours à partir de cette signification.

La cour statuera d'urgence dans le mois de l'acte d'appel. Les parties pourront se pourvoir en cassation.

Art. 18. — L'action en indemnité prévue par la présente loi se prescrit par un an à dater du jour de l'accident.

Art. 19. — La demande en revision de l'indemnité fondée sur une aggravation ou une atténuation de l'infirmité de la victime ou son décès par suite des conséquences de l'accident, est ouverte pendant trois ans à dater de l'accord intervenu entre les parties ou de la décision définitive.

Le titre de pension n'est remis à la victime qu'à l'expiration des trois ans.

Art. 20. — Aucune des indemnités déterminées par la présente loi ne peut être attribuée à la victime qui a intentionnellement provoqué l'accident.

Le tribunal a le droit, s'il est prouvé que l'accident est dû à une faute inexcusable de l'ouvrier, de diminuer la pension fixée au titre Ier.

Lorsqu'il est prouvé que l'accident est dû à la faute inexcusable du patron ou de ceux qu'il s'est substitués dans la direction, l'indemnité pourra être majorée, mais sans que la rente ou le total des rentes allouées puisse dépasser soit la réduction, soit le montant du salaire annuel.

Art. 21. — Les parties peuvent toujours, après détermination du chiffre de l'indemnité due à la victime de l'accident, décider que le service de la pension sera suspendu et remplacé, tant que l'accord subsistera, par tout autre mode de réparation.

Sauf dans le cas prévu à l'article 3, paragraphe A, la pension ne pourra être remplacée par le payement d'un capital que si elle n'est pas supérieure à 100 francs.

Art. 22. — Le bénéfice de l'assistance judiciaire est accordé de plein droit, sur le visa du procureur de la République, à la victime de l'accident ou à ses ayants droit, devant le tribunal.

A cet effet, le président du tribunal adresse au procureur de la République, dans les trois jours de la comparution des parties prévue par l'article 16, un extrait de son procès-verbal de non-conciliation; il y joint les pièces de l'affaire.

Le procureur de la République procède comme il est prescrit à l'article 13 (paragraphes 2 et suivants) de la loi du 22 janvier 1851.

Le bénéfice de l'assistance judiciaire s'étend de plein droit aux ins-

tances devant le juge de paix, à tous les actes d'exécution mobilière et immobilière et à toute contestation incidente à l'exécution des décisions judiciaires.

Titre IV. — *Garanties.* — Art. 23. — La créance de la victime de l'accident ou de ses ayants droit relative aux frais médicaux, pharmaceutiques et funéraires, ainsi qu'aux indemnités allouées à la suite de l'incapacité temporaire de travail, est garantie par le privilège de l'article 2101 du Code civil et y sera inscrite sous le nº 6.

Le payement des indemnités pour incapacité permanente de travail ou accidents suivis de mort est garanti conformément aux dispositions des articles suivants.

Art. 24. — A défaut, soit par les chefs d'entreprise débiteurs, soit par les sociétés d'assurances à primes fixes ou mutuelles ou les syndicats de garantie liant solidairement tous leurs adhérents, de s'acquitter, au moment de leur exigibilité, des indemnités mises à leur charge à la suite d'accidents ayant entraîné la mort ou une incapacité permanente de travail, le payement en sera assuré aux intéressés par les soins de la Caisse nationale des retraites pour la vieillesse, au moyen d'un fonds spécial de garantie constitué comme il va être dit et dont la gestion sera confiée à ladite Caisse.

Art. 25. — Pour la constitution du fonds spécial de garantie, il sera ajouté, au principal de la contribution des patentes des industriels visés par l'article 1er, quatre centimes (0 fr. 04) additionnels. Il sera perçu sur les mines une taxe de cinq centimes (0 fr. 05) par hectare concédé.

Ces taxes pourront, suivant les besoins, être majorées ou réduites par la loi de finances.

Art. 26. — La Caisse nationale des retraites exercera un recours contre les chefs d'entreprise débiteurs pour le compte desquels des sommes auront été payées par elle conformément aux dispositions qui précèdent.

En cas d'assurance du chef d'entreprise, elle jouira, pour le remboursement de ses avances, du privilège de l'article 2102 du Code civil sur l'indemnité due par l'assureur et n'aura plus de recours contre le chef d'entreprise.

Un règlement d'administration publique déterminera les conditions d'organisation et de fonctionnement du service conféré par les dispositions précédentes à la Caisse nationale des retraites et, notamment, les formes du recours à exercer contre les chefs d'entreprise débiteurs ou les sociétés d'assurances et les syndicats de garantie, ainsi que les conditions dans lesquelles les victimes d'accidents ou leurs ayants droit seront admis à réclamer à la caisse le payement de leurs indemnités.

Les décisions judiciaires n'emporteront hypothèque que si elles sont rendues au profit de la caisse des retraites exerçant son recours contre les chefs d'entreprise ou les compagnies d'assurances.

Art. 27. — Les compagnies d'assurances mutuelles ou à primes fixes contre les accidents, françaises ou étrangères, sont soumises à

la surveillance et au contrôle de l'État et astreintes à constituer des réserves ou cautionnements dans les conditions déterminées par un règlement d'administration publique.

Le montant des réserves ou cautionnements sera affecté par privilège au payement des pensions et indemnités.

Les syndicats de garantie seront soumis à la même surveillance, et un règlement d'administration publique déterminera les conditions de leur création et de leur fonctionnement.

Les frais de toute nature résultant de la surveillance et du contrôle seront couverts au moyen de contributions proportionnelles au montant des réserves ou cautionnements, et fixés annuellement, pour chaque compagnie ou association, par arrêté du Ministre du Commerce.

Art. 28. — Le versement du capital représentatif des pensions allouées en vertu de la présente loi ne peut être exigé des débiteurs.

Toutefois, les débiteurs qui désireront se libérer en une fois pourront verser le capital représentatif de ces pensions à la Caisse nationale des retraites, qui établira à cet effet, dans les six mois de la promulgation de la présente loi, un tarif tenant compte de la mortalité des victimes d'accidents et de leurs ayants droit.

Lorsqu'un chef d'entreprise cesse son industrie, soit volontairement, soit par décès, liquidation judiciaire ou faillite, soit par cession d'établissement, le capital représentatif des pensions à sa charge devient exigible de plein droit et sera versé à la Caisse nationale des retraites. Ce capital sera déterminé au jour de son exigibilité, d'après le tarif visé au paragraphe précédent.

Toutefois, le chef d'entreprise ou ses ayants droit peuvent être exonérés du versement de ce capital s'ils fournissent des garanties qui seront à déterminer par un règlement d'administration publique.

Titre V. — *Dispositions générales.* — Art. 29. — Les procès-verbaux, certificats, actes de notoriété, significations, jugements et autres actes faits ou rendus en vertu et pour l'exécution de la présente loi, sont délivrés gratuitement, visés pour timbre et enregistrés gratis lorsqu'il y a lieu à la formalité de l'enregistrement.

Dans les six mois de la promulgation de la présente loi, un décret déterminera les émoluments des greffiers de justice de paix pour leur assistance et la rédaction des actes de notoriété, procès-verbaux, certificats, significations, jugements, envois de lettres recommandées, extraits, dépôts de la minute d'enquête au greffe, et pour tous les actes nécessités par l'application de la présente loi, ainsi que les frais de transport auprès des victimes et d'enquête sur place.

Art. 30. — Toute convention contraire à la présente loi est nulle de plein droit.

Art. 31. — Les chefs d'entreprise sont tenus, sous peine d'une amende de 1 à 15 francs, de faire afficher dans chaque atelier la présente loi et les règlements d'administration relatifs à son exécution.

En cas de récidive dans la même année, l'amende sera de 16 à 100 fr.

Les infractions aux dispositions des articles 11 et 31 pourront être constatées par les inspecteurs du travail.

Art. 32. — Il n'est point dérogé aux lois, ordonnances et règlements concernant les pensions des ouvriers, apprentis et journaliers appartenant aux ateliers de la marine et celles des ouvriers immatriculés des manufactures d'armes dépendant du Ministère de la Guerre.

Art. 33. — La présente loi ne sera applicable que trois mois après la publication officielle des décrets d'administration publique qui doivent en régler l'exécution.

Art. 34. — Un règlement d'administration publique déterminera les conditions dans lesquelles la présente loi pourra être appliquée à l'Algérie et aux Colonies.

Décret du 5 janvier 1909 relatif à l'application à l'Algérie de la législation ouvrière. — En vertu de ce décret, deviennent applicables à l'Algérie un certain nombre de décrets et lois relatifs à l'hygiène et à la sécurité des travailleurs et notamment :

La loi du 2 novembre 1892 ;

La loi du 30 mars 1900, modifiant la précédente;

La loi du 12 juin 1893 sur l'hygiène et la sécurité des travailleurs.

Législation industrielle.

Établissements insalubres. — Les établissements insalubres sont répartis en trois classes, dont la nomenclature est annexée au décret établissant les conditions dans lesquelles ces établissements peuvent être autorisés.

Formalités d'instruction. — 1re *classe.* — Demande d'autorisation adressée au préfet sur papier timbré de 0 fr. 60.

A Paris, la demande est adressée au préfet de police.

La demande doit désigner :

La situation de l'usine, la nature de l'industrie, les mesures prévues pour atténuer les dégagements de gaz nuisibles, etc.

Deux plans, à l'échelle de 25 millimètres par mètre, représentant les terrains avoisinant l'usine, dans un rayon de 500 mètres, accompagnent la demande.

Ce plan est certifié par le maire de la commune.

Le préfet procède à une enquête de un mois dans toutes les communes situées dans un rayon de 5 kilomètres. Il prend l'avis du Conseil d'hygiène. La demande est affichée pendant toute la durée de l'enquête.

Les oppositions sont soumises au Conseil de préfecture.

L'autorisation est accordée ou refusée par arrêté préfectoral.

2e *classe.* — Demande adressée comme ci-dessus. Plan dans un rayon de 100 mètres seulement. Enquête de huit jours. L'avis du Con-

seil d'hygiène est nécessaire comme dans le cas de la première classe. La demande est affichée pendant la durée de l'enquête.

3e *classe.* — Demande au préfet. Il n'est pas demandé de plan, sauf à Paris. Il n'y a ni affichage ni enquête. Le maire donne son avis et le préfet statue.

La fabrication du coke en *plein air*, les grands entrepôts de *pétrole*, la fabrication des *explosifs*, des *allumettes*, le grillage des *minerais pyriteux contenant de l'arsenic*, sont de *première classe.*

A la *deuxième classe* appartiennent les *ateliers de construction* de machines à vapeur, *hauts fourneaux*, tréfileries, chaudronneries ainsi que le grillage des minerais pyriteux *non arsenicaux*, pourvu qu'il soit prévu des *appareils suffisants* pour la *condensation* des gaz nuisibles.

La *fabrication de l'acier*, les *fonderies de cuivre*, de *laiton*, les *fonderies de deuxième fusion*, sont des établissements insalubres de *troisième catégorie.*

Contraventions. — L'autorisation d'installer un établissement insalubre peut être *révoquée.* Les conseils de préfecture sont incompétents pour prononcer la *suppression.* Elle ne peut être décidée pour la première classe qu'en *Conseil d'Etat.* Les indemnités qui peuvent être dues de ce chef sont fixées par les *tribunaux civils.*

Les contraventions peuvent être relevées par les *tiers intéressés* ou par le *ministère public.* Elles sont jugées par le tribunal de *simple police.*

Si la contravention consiste dans l'emploi d'un *appareil non autorisé*, la *suppression* de l'autorisation peut être prononcée d'office.

Dommages-intérêts. — Les demandes en dommages-intérêts sont portées devant les *tribunaux civils.*

Résumé de la législation du travail minier en France. — Les filles et les femmes, chez nous, ne peuvent pas être employées aux travaux souterrains. (*Loi du 2 novembre* 1892, art. 9.)

Les enfants ne peuvent être employés à un travail quelconque, soit au fond, soit au jour, qu'à partir de treize ans révolus ; exception est faite pour les enfants possédant le certificat d'études primaires, qui peuvent travailler à partir de douze ans s'ils sont munis d'un certificat médical constatant leur aptitude physique. (*Loi du 2 novembre* 1892, art. 2.)

La durée du travail effectif des garçons au-dessous de seize ans, dans les galeries souterraines, ne peut excéder huit heures par poste et par vingt-quatre heures. Cette limitation est portée, pour les garçons de seize à dix-huit ans, à dix heures par jour et cinquante-quatre heures par semaine. On ne doit pas comprendre dans la durée du travail effectif le temps de la remonte et de la descente, celui qui est employé à aller au chantier et à en revenir, ni les repos, dont la durée totale ne peut être inférieure à une heure. (*Décret du 3 mai* 1893, art. 1er.)

Les enfants et les jeunes ouvriers de moins de dix-huit ans ne

peuvent être employés qu'à des travaux accessoires qui n'excèdent pas leurs forces, tels que le triage du minerai, la manœuvre des portes d'aérage et des wagonnets, celle des ventilateurs à bras pendant une demi-journée au plus, etc. Les travaux proprement dits du mineur ne sont autorisés, à partir de seize ans, qu'à titre d'aides ou d'apprentis, et pour une durée d'au plus cinq heures par jour. (*Décret du 3 mai* 1893, art. 2.)

La durée de travail des ouvriers employés à l'abatage est limitée à huit heures. (*Loi du* 29 *juin* 1905.)

En ce qui concerne les travaux du jour, les femmes et les enfants de moins de dix-huit ans ne peuvent être employés à un travail effectif de plus de dix heures par jour, coupées par un ou plusieurs repos d'une durée totale d'une heure au moins. (*Loi du* 30 *mars* 1900, art. 1er.)

Tout travail de nuit, c'est-à-dire de neuf heures du soir à cinq heures du matin, est interdit aux femmes et aux enfants de moins de dix-huit ans, sauf dans certains cas exceptionnels. (*Loi du* 2 *novembre* 1892, art. 4 et 9.)

Dans les chantiers et locaux où travaillent ensemble des femmes ou enfants et des hommes adultes, la journée de ces ouvriers ne peut excéder dix heures. (*Loi du* 30 *mars* 1900, art. 2.)

Les jeunes ouvriers ou ouvrières au-dessous de dix-huit ans ne peuvent porter des fardeaux d'un poids supérieur aux suivants :

Garçons au-dessous de 14 ans	10 kg.
— de 14 à 18 ans	15 kg.
Ouvrières au-dessous de 16 ans	5 kg.
— de 16 à 18 ans	10 kg.

Il est interdit de faire traîner ou pousser par ces ouvriers des charges correspondant à des efforts plus grands que ceux ci-dessus indiqués. Les conditions d'équivalence des deux genres de travail sont déterminées par un arrêté ministériel. (*Décret du* 13 *mai* 1893, art. 11.)

Organisation administrative de la France au point de vue minéralogique. — La France est divisée en six grands districts minéralogiques ou divisions, qui se subdivisent en 18 arrondissements et 41 sous-arrondissements.

Toutes les questions techniques (institution de concessions, inspections, enquêtes relatives aux accidents, etc.) sont soumises au Conseil général des mines siègeant à Paris et composé de 3 inspecteurs généraux de 1er classe et de 6 inspecteurs généraux de 2e classe. Chaque inspecteur général de 2e classe est chargé d'une des divisions minéralogiques qu'il inspecte en détail une fois par an.

Chaque arrondissement minéralogique a, à sa tête, un ingénieur en chef, et chaque sous-arrondissement un ingénieur ordinaire des mines secondé par des contrôleurs des mines (anciens gardes-mines).

DÉPARTEMENTS	ARRONDISSEMENT Résidence de l'ingénieur en chef	SOUS-ARRONDISSEMENT Résidence de l'ingénieur ordinaire
Division du Nord-Ouest		
Seine, Eure-et-Loir, Loiret, Seine-et-Marne, Seine-et-Oise	Paris	Paris
Nord, Pas-de-Calais, Aisne, Oise, Somme	Douai Arras	Lille Valenciennes Arras Béthune
Eure, Seine-inférieure, Calvados, Manche, Orne	Rouen	Rouen Caen
Côtes-du-nord, Ille-et-Vilaine, Mayenne, Sarthe, Finistère, Loire-inférieure, Morbihan	Le Mans	Le Mans Nantes
Division du Nord-Est		
Meurthe-et-Moselle, Vosges, Ardennes, Aube, Marne, Meuse	Nancy	Nancy Reims
Haute-Marne, Haut-Rhin, Haute-Saône	Chaumont	Vesoul
Ain, Saône-et-Loire, Côte d'Or, Doubs, Jura, Yonne	Chalons-sur-Saône	Chalon Dijon
Division du Centre		
Maine-et-Loire, Deux-Sèvres, Vendée, Indre-et-Loire	Poitiers (Bourges)	Angers
Loir-et-Cher, Vienne		Tours
Corrèze, Creuse, Indre, Haute-Vienne, Cher		Bourges
Loire (partie centrale et est du bassin)		

Loire (partie nord-est) Rhône	Saint-Etienne	Rives de Gier
Cantal, Haute-Loire, Puy-de-Dôme	Clermont	Clermont
Allier, Nièvre		Moulins
Division du Sud-Est		
Savoie, Haute-Savoie, Hautes-Alpes, Isère	Chambéry	Chambéry Grenoble
Gard, Lozère, Ardèche, Drôme	Alais	Alais Valence
Division du Sud-Ouest		
Charente, Charente-inférieure, Dordogne, Gironde, Lot-et-Garonne	Bordeaux	Bordeaux
Gers, Landes, Basses-Pyrénées, Hautes-Pyrénées		Pau
Aude, Pyrénées orientales	Toulouse	Carcassonne
Ariège, Haute-Garonne		Foix
Aveyron, Lot	Rodez	Rodez
Tarn, Tarn-et-Garonne		Albi
Hérault		Béziers
Division du Sud		
Basses-Alpes, Hautes-Alpes, Vaucluse	Marseille	Marseille
Alpes-maritimes, Var, Corse		Nice
Bone Constantine Oran	Alger	Alger Bone Constantine Oran

Statistique des accidents.

ANNÉES	PAYS	JOURNÉES DE TRAVAIL	ACCIDENTS MORTELS par 1.000 ouvriers	ACCIDENTS MORTELS PAR 1.000 OUVRIERS travaillant 300 jours dans l'année
1901	Etats-Unis	216	3.25	4.51
	France....	290	1.21	1.25
	Belgique..	290	1.17	1.21
1902	Etats-Unis	197	3.71	5.65
	France....	272	1.09	1.20
	Belgique..	291	1.07	1.10
1903	Etats-Unis	220	3.20	4.36
	France....	295	1.02	1.03
	Belgique..	297	1.14	1.15
1904	Etats-Unis	202	3.50	5.19
	France....	289	1.07	1.11
	Belgique..	297	93	94
1905	Etats-Unis	212	3.63	5.13
	France....	289	1.03	1.08
	Belgique..	289	81	95
1906	Fra s-Unis	209	13.35	4.81
	Be nce....	275	7.17	7.83
	lgique..	292	95	97
1907	Etats-Unis	231	4.88	6.33
	France....	287	1.10	1.15
	Belgique..	294	1.03	1.65
1908	Etats-Unis	105	3.64	5.60
	France....	285	95	1.00
	Belgique..	295	1.07	1.08
1909	Etats-Unis	225	4.00	5.34
	France....	295	1.17	1.19
	Belgique..	299	95	95
1910	Etats-Unis	220	3.92	5.34
	France....	290	1.08	1.12
	Belgique..	298	95	95
Moy nne 1901-1910	Etats-Unis	213	3.74	5.26
	France....	287	1.69	1.76
	Belgique..	294	1.02	1.04

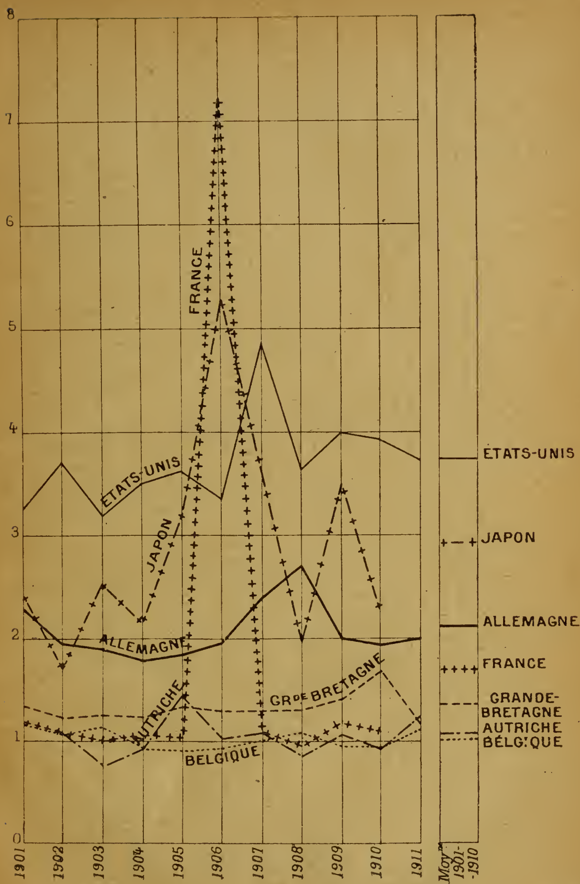


FIG. 58. — Accidents mortels par mille ouvriers dans les houillères.

Accidents par 1.000.000 *de tonnes, période* 1901-1911.

ANNÉES	FRANCE	ETATS-UNIS	GRANDE-BRETAGNE	ALLEMAGNE	JAPON	BELGIQUE	INDES	AUTRICHE
1901	5,56	5,37	4,38	8,56	18,11	6,41	7,53	6,49
1902	5,54	6,39	3,95	7,40	12,62	5,71	7,76	5,91
1903	4,42	5,08	4,06	6,88	19,33	6,06	8,78	3,87
1904	4,89	5,91	3,97	6,49	15,99	5,14	6,50	4,66
1905	4,60	5,78	4,30	6,73	20,12	5,12	6,67	6,92
1906	33,96	5,19	3,27	6,52	39,14	5,08	7,84	4,71
1907	3,99	6,93	4,05	8,15	30,76	5,63	7,55	4,91
1908	4,51	6,05	4,39	9,71	14,99	5,97	12,05	3,86
1909	5,35	5,79	4,82	7,54	32,25	5,25	9,41	4,96
1910	5,04	5,66	5,92	7,18	17,76	5,16	12,54	4,28
Moyenne 1909-1910	7,79	5,83	4,40	7,55	22,71	5,56	9,00	5,05
1911	»	5,48	4,05	7,04	»	6,49	10,97	5,55

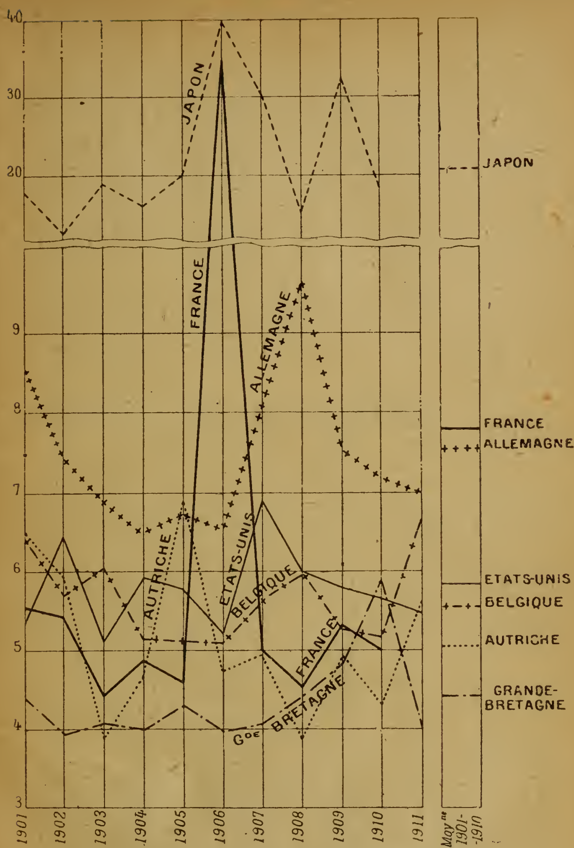


Fig. 59. — Accidents mortels par millions de tonnes.

Accidents mortels d'après les causes principales (Année 1911).

CAUSES	FRANCE	ÉTATS-UNIS	GRANDE-BRETAGNE	ALLEMAGNE	JAPON	BELGIQUE	INDES	AUTRICHE
Eboulements :								
Nombre d'accidents............	8	1,321	599	442	198	56	84	»
0/00 ouvriers.................	0,41	1,81	0,57	0,75	1,44	0,39	0,79	
Roulage :								
Nombre d'accidents............	28	393	256	481	37	27	16	»
0/00 ouvriers.................	0,14	0,54	0,24	0,31	0,27	0,19	0,15	
Explosions (grisou et poussières):								
Nombre d'accidents............	9	379	34	32	8	1	16	»
0/00 d'ouvriers...............	0,04	0,52	0,03	0,06	0,06	0,01	0,15	
Explosifs :								
Nombre d'accidents............	3	134	16	43	1	8	0	»
0/00 ouvriers.................	0,02	0,18	0,02	0,07	0,01	0,06	0,00	
Autres accidents souterrains :		tous les accidents souterrains totalisés :						
Nombre d'accidents............	16	246	81	219	32	23	6	63
0/00 ouvriers.................	0,08	0,34	0,08	0,37	0,22	0.16	0,06	0,90
Puits :								
Nombre d'accidents............	37	63	99	102	18	29	12	12
0/00 ouvriers.................	0,19	0,09	0,09	0,17	0,13	0.20	0,11	0,17
Extérieur :								
Nombre d'accidents............	39	183	147	157	14	21	14	13
0/00 ouvriers.................	0,20	0,25	0,14	0,27	0,10	0,14	0,13	0,19
Nombre total d'accidents.......	213	2.719	1.232	1.176	307	165	148	88
0/00 ouvriers.................	1,08	3,73	1,17	2,00	2,23	1,15	1,39	1,26

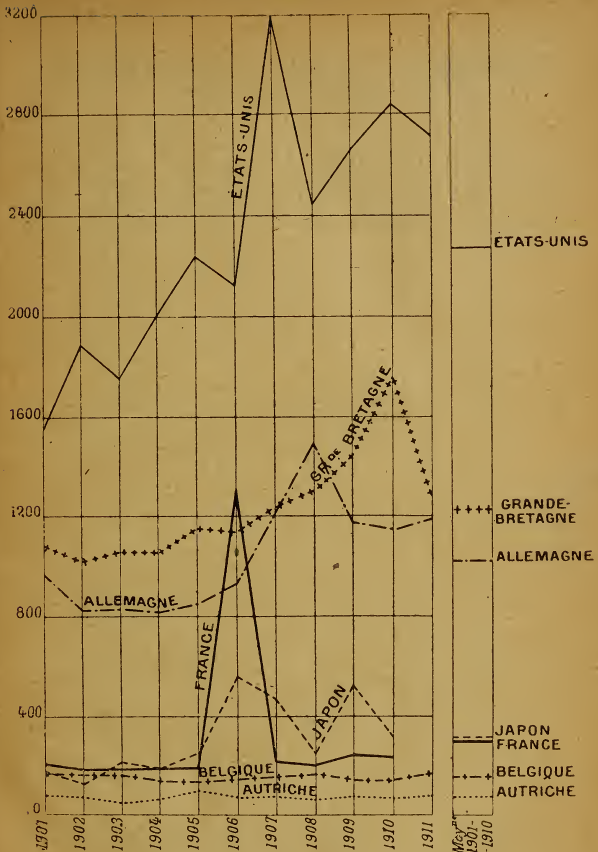


Fig. 60. — Accidents mortels dans les houillères.

TRANSFORMATION RAPIDE DES MESURES ANGLAISES EN MESURES FRANÇAISES.

La transformation des mesures du système métrique en mesures anglaises exige l'emploi de coefficients complexes. Voici des règles signalées par M. Albert Cary d'un emploi facile, qui donnent le résultat cherché avec un degré d'exactitude très suffisant dans la pratique ordinaire.

GRANDEURS A ÉVALUER	UNITÉ DU SYSTÈME MÉTRIQUE	POUR LA CONVERTIR en :	RÈGLE A SUIVRE :
Poids	kilogramme	Livres	Multiplier par 2 et ajouter 10 0/0.
Longueur	Mètre	Pieds	Ajouter 10 0/0 et multiplier par 3.
Surface	Mètre carré	Pieds carrés	Ajouter 20 0/0 et multiplier par 9.
Volume	Mètre cube	Pieds cubes	Ajouter 30 0/0 et multiplier par 27.
Capacité	Litre	Quartz	Ajouter 5 0/0.
Température	Degré centigrade	Degré Fahrenheit	Multiplier par 2, retrancher 10 0/0, puis ajouter 32.
Quantité de chaleur	Calorie par kg. B. t. u. par livre	B. t. u. par livre Calories par kg.	Multiplier par 2, retrancher 10 0/0. Multiplier par 0,566 ou diviser par 6 et puis par 3.
Pression	Kg. par cm2 Livre par pouce2	Livres par pouce2 Kg. par cm2	Multiplier par 14.223 ou diviser par 0,07. Multiplier par 0,07.
Evaporation	Kg. par m2 Livre par pied2	Livres par pied2 Kg. par m2	Diviser par 5. Multiplier par 5.
Longueur	Kilomètre Mille	Milles Kilomètres	Multiplier par 6 et ajouter 5 0/0 au produit. Multiplier par 1,6.
Capacité	Centimètre cube Pouce cube	Pouces cubes Centimètres	Diviser par 16 (ou 2 fois par 4). Multiplier par 16.

Tours. — Imprimerie Deslis Frères et Cie,

ARITHMÉTIQUE.

Proportions.

$$a : b :: c : d,\ \frac{a}{b} = \frac{c}{d},\ a = \frac{b \times c}{d},\ ad = bc,\ \frac{a \pm b}{b} = \frac{c \pm d}{d},$$

$$\frac{a \pm c}{b \pm d} = \frac{a}{b} = \frac{c}{d},\ \frac{a^n}{b^n} = \frac{c^n}{d^n},\ \frac{\sqrt{a}}{\sqrt{b}} = \frac{\sqrt{c}}{\sqrt{d}}.$$

Progressions.

Progression arithmétique ou par différence. — La différence d'un terme quelconque avec le précédent est constante; cette différence prend le nom de *raison*. Soient a le premier terme; r, la raison; n, le nombre de termes.

On a : $a \,.\, a + r \,.\, a + 2r \,.\, a + 3r \ldots a + (n - 1)r$

la valeur du dernier terme est : $t = a + (n - 1) r$,

la somme des n premiers termes, $s = \frac{a + t}{2} n$

la raison de la progression formée en insérant m moyennes entre a et t :

$$r = \frac{t - a}{m + 1}.$$

Progression géométrique ou par quotient. — Le rapport d'un terme quelconque au précédent est constant; ce rapport prend le nom de *raison*. Soient a le premier terme; q, la raison; n, le nombre de termes.

On a :

$$a \,.\, aq \,.\, aq^2 \,.\, aq^3 \ldots aq^{n-1}$$

la valeur du dernier terme est $t = aq^{n-1}$

la somme des n premiers termes, $s = a\frac{q^n - 1}{q - 1}$

is laprogression est croissante, et

$s = a\frac{1 - q^n}{1 - q}$ si la progression est décroissante;

la raison de la progression formée en insérant m moyenne entre a et t,

$$q = \sqrt[m+1]{\frac{t}{a}}.$$

Sommes de quelques progressions. — La somme des n premiers nombres de 1 à n.

$$1 + 2 + 3 + 4 + \ldots + (n - 1) + n = \frac{(1 + n)\, n}{2}.$$

La somme des n premiers nombres impairs de 1 à $(2n - 1)$,

$$1 + 3 + 5 + 7 + \ldots + (2n - 3) + (2n - 1) = n^2.$$

La somme des n premiers nombres pairs jusqu'à $2n$,

$$2 + 4 + 6 + 8 + \ldots (2n - 2) + 2n = (1 + n)\, n,$$

La somme des carrés des n premiers nombres,

$$1^2 + 2^2 + 3^2 + 4^2 + \ldots (n - 1)^2 + n^2 = \frac{n\,(n + 1)\,(2n + 1)}{6}.$$

(C'est la formule qui permet de calculer les piles de boulets en forme de pyramide à base quadrangulaire.)

TRIGONOMÉTRIE

FORMULES GÉNÉRALES

$\sin^2 a + \cos^2 a = 1.$

$$\operatorname{tg} a = \frac{\sin a}{\cos a}$$

$$\operatorname{cotg} a = \frac{\cos a}{\sin a}$$

$\sin(a + b) = \sin a \cos b + \sin b \cos a$

$\sin(a - b) = \sin a \cos b - \sin b \cos a$

$\cos(a + b) = \cos a \cos b - \sin a \sin b$

$\cos(a - b) = \cos a \cos b + \sin a \sin b$

$$\operatorname{tg}(a + b) = \frac{\operatorname{tg} a + \operatorname{tg} b}{1 - \operatorname{tg} a \operatorname{tg} b}$$

$$\operatorname{tg}(a - b) = \frac{\operatorname{tg} a - \operatorname{tg} b}{1 + \operatorname{tg} a \operatorname{tg} b}$$

$\sin 2a = 2 \sin a \cos a$

$\cos 2a = \cos^2 a - \sin^2 a$

$$\operatorname{tg} 2a = \frac{2 \operatorname{tg} a}{1 - \operatorname{tg}^2 a}$$

$$\sin \frac{a}{2} = \sqrt{\frac{1 - \cos a}{2}}$$

$$\cos \frac{a}{2} = \sqrt{\frac{1 + \cos a}{2}}$$

$$\cos a + \cos b = 2 \cos \frac{a + b}{2} \cos \frac{a - b}{2},$$

$$\cos a - \cos b = -2 \sin \frac{a + b}{2} \sin \frac{a - b}{2},$$

$$\sin a + \sin b = 2 \sin \frac{a + b}{2} \cos \frac{a - b}{2},$$

$$\sin a - \sin b = 2 \cos \frac{a + b}{2} \sin \frac{a - b}{2}.$$

RÉSOLUTION DES TRIANGLES

Triangles rectangles

Données :

$A = 90^\circ$

$b = a \sin B$

$c = a \sin C$

$a = \sqrt{b^2 + c^2}.$

Premier cas. — On donne a et C.

$\log b = \log a + \log \sin B$

$\log c = \log a + \log \sin C$

$B = 90^\circ - C.$

Deuxième cas. — On donne a et c

Troisième cas. — On donne b et C.

Quatrième cas. — On donne b et c

Triangles obliquangles

$$a = \frac{b \sin A}{\sin B} = \frac{c \sin A}{\sin C}, \quad b = \frac{a \sin B}{\sin A} = \frac{c \sin B}{\sin C}, \quad c = \frac{a \sin C}{\sin A} = \frac{b \sin C}{\sin B}.$$

Premier cas. — On donne a, B et A.

$C = 180 - (A + B)$

$\log c = \log a + \log \sin C - \log \sin A.$

$\log b = \log a + \log \sin B - \log \sin A.$

Deuxième cas. — On donne a, b et C

$$\frac{A+B}{2} = 90° - \frac{C}{2}$$

$$\log \operatorname{tg} \frac{(A-B)}{2} = \log(a-b) + \log \cot \frac{C}{2} - \log(a+b)$$

$$\log c = \log a + \log \sin C - \log \sin A.$$

Troisième cas. — On donne a, b et c $[a+b+c=2p]$

$$\log \operatorname{tg} \frac{A}{2} = \frac{1}{2}[\log(p-b) + \log(p-c) - \log p - \log(p-a)]$$

$$\log \operatorname{tg} \frac{B}{2} = \frac{1}{2}[\log(p-a) + \log(p-c) - \log p - \log(p-b)]$$

$$\log \operatorname{tg} \frac{C}{2} = \frac{1}{2}[\log(p-a) + \log(p-b) - \log p - \log(p-c)]$$

Facteurs usuels

π, rapport de la circonférence au diamètre.

$\pi = 3{,}141592$	$\log \pi = 0{,}49715$	$\frac{1}{\pi} = 0{,}318310$	$\log \frac{1}{\pi} = \bar{1}{,}50285$
$\pi^2 = 9{,}869604$	$\log \pi^2 = 0{,}99430$	$\frac{1}{\pi^2} = 0{,}101321$	$\log \frac{1}{\pi^2} = \bar{1}{,}00570$
$\pi^3 = 31{,}006276$	$\log \pi^3 = 1{,}49145$	$\frac{1}{\pi^3} = 0{,}032252$	$\log \frac{1}{\pi^3} = \bar{2}{,}50855$
$\sqrt[2]{\pi} = 1{,}772454$	$\log \sqrt{\pi} = 0{,}24857$	$\sqrt[3]{\pi} = 1{,}464592$	$\log \sqrt[3]{\pi} = 0{,}16572$
$\frac{2}{\pi} = 0{,}636620$	$\frac{\pi}{2} = 1{,}570796$	$\frac{3}{\pi} = 0{,}954929$	$\frac{\pi}{3} = 1{,}047197$

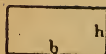
g, accélération d'un corps qui tombe dans le vide.

Valeur de g à Paris 9,80896 ou plus simplement 9,809 ; au pôle, 9,831 ; à l'équateur, 9,781 ; à Rome, 9,803.

$g = 9{,}80896$	$\log g = 0{,}99162$	$g^2 = 96{,}21452$	$\log g^2 = 1{,}98323$
$\frac{1}{g} = 0{,}10194$	$\log \frac{1}{g} = \bar{1}{,}00838$	$\frac{1}{g^2} = 0{,}01039$	$\log \frac{1}{g^2} = \bar{2}{,}01677$
$2g = 19{,}61792$	$\log 2g = 1{,}29265$	$\sqrt{g} = 3{,}13209$	$\log \sqrt{g} = 0{,}49583$
$\frac{1}{2g} = 0{,}05097$	$\log \frac{1}{2g} = \bar{2}{,}70735$	$\frac{1}{\sqrt{g}} = 0{,}31928$	$\log \frac{1}{\sqrt{g}} = \bar{1}{,}50419$
$2\sqrt{g} = 6{,}26418$	$\log 2\sqrt{g} = 0{,}79686$	$\sqrt{2g} = 4{,}429447$	$\log \sqrt{2g} = 0{,}64635$

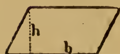
GÉOMÉTRIE

SURFACES



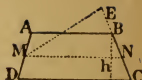
Rectangle

bh



Parallélogramme

bh

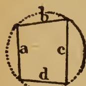


Trapèze

$$\frac{AB + CD}{2} \times h = MN \times h$$

ou bien

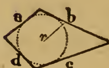
$$BC \times ME$$



Quadrilatère inscriptible

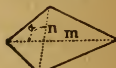
$$\sqrt{(p-a)(p-b)(p-c)(p-d)}$$

$$p = \frac{a+b+c+d}{2}$$



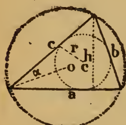
Quadrilatère circonscriptible

pr



Quadrilatère quelconque

$$\frac{1}{2}\, mn \sin \alpha$$



Triangle

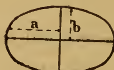
$$p = \left(\frac{a+b+c}{2}\right)$$

1° $\frac{ah}{2}$

2° $\sqrt{p(p-a)(p-b)(p-c)}$

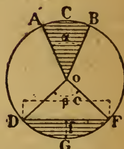
3° $\frac{abc}{4\alpha}$

4° pr



Ellipse

πab



Cercle

$$\pi R^2 = \frac{\pi D^2}{4} = 0{,}785 D^2$$

Secteur circulaire

$$\frac{\text{arc } ACB \times R}{2} \text{ ou } \frac{\pi R^2 \alpha}{360}$$

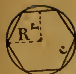
α = *nombre de degrés de l'arc* ABC

Segment circulaire

$$\frac{\pi R^2 \beta}{360} = \frac{c}{2}(R - f)$$

SURFACES (*suite*)

Polygones réguliers.

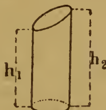


c, *côté*; R, *rayon du cercle circonscrit*; *n*, *nombre de côtés*; *r*, *rayon du cercle inscrit*; S, *surface du polygone*.
Somme des angles d'un polygone : 2 (n — 2) droits.

POLYGONES	R	r	c	S
Triangle......	0.577 c	0.289 c	1.732 R ou 3.463 r	0.433 c^2 ou 1.299 R^2
Carré........	0.707 c	0.500 c	1.414 R » 2.000 r	1.000 c^2 » 2.000 R^2
Pentagone....	0.851 c	0.695 c	1.176 R » 1.453 r	1.721 c^2 » 2.378 R^2
Hexagone	1.000 c	0.866 c	1.000 R » 1.155 r	2.598 c^2 » 2.598 R^2
Heptagone....	1.152 c	1.038 c	0.868 R » 0.963 r	3.634 c^2 » 2.736 R^2
Octogone.....	1.307 c	1.208 c	0.765 R » 0.828 r	4.828 c^2 » 2.828 R^2
Ennéagone....	1.462 c	1.374 c	0.684 R » 0.728 r	6.182 c^2 » 2.892 R^2
Décagone.....	1.618 c	1.540 c	0.618 R » 0.649 r	7.694 c^2 » 2.939 R^2
Endécagone...	1.775 c	1.710 c	0.563 R » 0.587 r	9.366 c^2 » 2.973 R^2
Dodécagone...	1.930 c	1.866 c	0.518 R » 0.536 r	11.19 c^2 » 3.000 R^2



Cylindre droit à base circulaire
aire latérale $= 2\pi Rh$
aire totale $= 2\pi R\,(R + h)$



Cylindre droit à section oblique
$S = \pi R\,(h_1 + h_2)$



Cylindre quelconque
$S = Ch$
C = *circonférence de la section droite*
h = *longueur des génératrices*



Tronc de cône circulaire droit à bases parallèles
Aire latérale $= \pi\,(R + r)$.

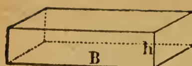


Cône droit à base circulaire
Aire latérale $= \pi Rl$
Aire totale $= \pi R\,(R + l)$

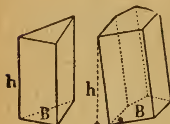


Sphère $4\pi R^2 = \pi D^2$
Zone sphérique $= 2\pi Rh$

VOLUMES



Parallélipipède rectangle
$V = B \times h$



Prisme droit ou oblique

$V = B \times h$



Pyramide

$V = \frac{1}{3} Bh$

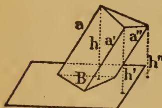


Tronc de pyramide à bases parallèles

1° $V = \frac{1}{3} H(B + b + \sqrt{Bb})$

2° $V = \frac{BH}{3} (1 + k + k^2)$

(*k*, *rapport d'un côté de la petite base au côté homologue de la grande*)

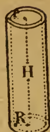


Tronc de prisme triangulaire

1° $V = \frac{B}{3} (h + h' + h'')$

2° $V = S \left(\frac{a + a' + a''}{3} \right) = Sz$

S, *section droite*
z, *droite joignant les centres de gravité des deux bases*



Cylindre droit à base circulaire

$V = \pi R^2 H = BH$

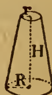
Cylindre creux

$V = \pi H (R^2 - r^2)$



Onglet cylindrique

$V = \frac{2}{3} R^2 h$



Cône

$V = \frac{\pi R^2 H}{3}$

Tronc de cône

$V = \frac{\pi H}{3} (R^2 + r^2 + Rr)$



Tronc de cône de seconde espèce

$V = \frac{\pi H}{3} (R^2 + r^2 - Rr)$

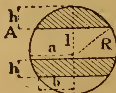
Sphère $= \frac{4}{3} \pi R^3 = 4{,}189 R^3$

Sphère creuse $V = \frac{4}{3} \pi (R^3 - r^3)$



Secteur sphérique

$V = \frac{2}{3} \pi R^2 h$



Segment sphérique à une base de rayon AI

1° $V = \frac{1}{6} \pi h (h^2 + 3\overline{AI}^2)$

2° $V = \frac{1}{3} \pi h^2 (3R - h)$

Segment sphérique à deux bases de rayons *a* et *b*

$V = \frac{1}{6} \pi h (3a^2 + 3b^2 + h^2)$

Carrés, Cubes, Racines carrées, Racines cubiques Circonférences, Surfaces et Logarithmes des nombres ou diamètres de 1 à 105.

Nombres d	Carrés d^2	Cubes d^3	Racine carrée $\sqrt{d}$	Racine cubique $\sqrt[3]{d}$	Circonférence πd	Surface $\frac{1}{4}\pi d^2$	Logarith Log d
1	1	1	1.	1.	3,142	0,7854	0.0000
2	4	8	1.4142	1.2599	6,283	3,1416	0.3010
3	9	27	1.7321	1.4422	9,426	7,0686	0.4771
4	16	64	2.0000	1.5874	12,566	12,5664	0.6021
5	25	125	2.2361	1.7100	15,708	19,6350	0.6990
6	36	216	2.4495	1.8171	18,850	28,2743	0.7781
7	49	343	2.6458	1.9129	21,991	38,4845	0.8451
8	64	512	2.8284	2.0000	25.133	50,2655	0.9031
9	81	729	3.0000	2.0801	28,274	63,6173	0.9542
10	100	1000	3.1623	2.1544	31,416	78,5398	1.0000
11	121	1331	3.3166	2.2240	34,558	95,0332	1.0414
12	144	1728	3.4641	2.2894	37,699	113,097	1.0792
13	169	2197	3.6056	2.3513	40,841	132,732	1.1139
14	196	2744	3.7417	2.4101	43,982	153,938	1.1461
15	225	3375	3.8730	2.4662	47,124	176,715	1.1761
16	256	4096	4.0000	2.5198	50,265	201,062	1.2041
17	289	4913	4.1231	2.5713	53,407	226,980	1.2304
18	324	5832	4.2426	2.6207	56,549	254,469	1.2553
19	361	6859	4.3589	2.6684	59,690	283,529	1.2788
20	400	8000	4.4721	2.7144	62,832	314,159	1.3010
21	441	9261	4.5826	2.7589	65,973	346,361	1.3222
22	484	10648	4.6904	2.8020	69,115	380,133	1.3424
23	529	12167	4.7958	2.8439	72,257	415,476	1.3617
24	576	13824	4.8990	2.8845	75,398	452,389	1.3802
25	625	15625	5.0000	2.9240	78,540	490,874	1.3979
26	676	17576	5.0990	2.9625	81,681	530,929	1.4150
27	729	19683	5.1962	3.0000	84,823	572,555	1.4314
28	784	21952	5.2915	3.0366	87,965	615,752	1.4472
29	841	24389	5.3852	3.0723	91,106	660,520	1.4624
30	900	27000	5.4772	3.1072	94,248	706,858	1.4771
31	961	29791	5.5678	3.1414	97,389	754,768	1.4914
32	1024	32768	5.6569	3.1748	100,531	804,248	1.5051
33	1089	35937	5.7446	3.2075	103,673	855,299	1.5185
34	1156	39304	5.8310	3.2396	106,814	907,920	1.5315
35	1225	42875	5.9161	3.2711	109,956	962,113	1.5441

Nombres d	Carrés d^2	Cubes d^3	Racine carrée $\sqrt{d}$	Racine cubique $\sqrt[3]{d}$	Circonférence πd	Surface $\frac{1}{4}\pi d^2$	Logarith Log d
36	1296	46656	6.0000	3.3019	113,097	1017,88	1.5563
37	1369	50653	6.0828	3.3322	116,239	1075,21	1.5682
38	1444	54872	6.1644	3.3620	119,381	1134,11	1.5798
39	1521	59319	6.2450	3.3912	122,522	1194,59	1.5911
40	1600	64000	6.3246	3.4200	125,66	1256,64	1.6021
41	1681	68921	6.4031	3.4482	128,81	1320,25	1.6128
42	1764	74088	6.4807	3.4760	131,95	1385,44	1.6232
43	1849	79507	6.5574	3.5034	135,09	1452,20	1.6335
44	1936	85184	6.6332	3.5303	138,23	1520,53	1.6434
45	2025	91125	6.7082	3.5569	141,37	1590,43	1.6532
46	2116	97336	6.7823	3.5830	144,51	1661,90	1.6628
47	2209	103823	6.8557	3.6088	147,65	1734,94	1.6721
48	2304	110592	6.9282	3.6342	150,80	1809,56	1.6812
49	2401	117649	7.0000	3.6593	153,94	1885,74	1.6902
50	2500	125000	7.0711	3.6840	157,08	1963,50	1.6990
51	2601	132651	7.1414	3.7084	160,22	2042,82	1.7076
52	2704	140608	7.2111	3.7325	163,36	2123,72	1.7160
53	2809	148877	7.2801	3 7563	166,50	2206,18	1.7243
54	2916	157464	7.3485	3.7798	169,65	2290,22	1.7324
55	3025	166375	7.4162	3.8030	172,79	2375,83	1.7404
56	3136	175616	7.4833	3.8259	175,93	2463,01	1.7482
57	3249	185193	7.5498	3.8485	179,07	2551,76	1.7559
58	3364	195112	7.6158	3.8709	182,21	2642,08	1.7634
59	3481	205379	7.6811	3.8930	185,35	2733,97	1.7708
60	3600	216000	7.7460	3.9149	188,50	2827,43	1.7781
61	3721	226981	7.8102	3.9365	191,64	2922,47	1.7853
62	3844	238328	7.8740	3.9579	194,78	3019,07	1.7924
63	3969	250047	7.9373	3.9791	197,92	3117,25	1.7993
64	4096	262144	8.0000	4.0000	201,06	3216,99	1.8062
65	4225	274625	8.0623	4.0207	204,20	3318,31	1.8129
66	4356	287496	8.1240	4.0412	207,35	3421,19	1.8195
67	4489	300763	8.1854	4.0615	210,49	3525,65	1.8261
68	4624	314432	8.2462	4.0817	213,63	3631,68	1.8325
69	4761	328509	8.3066	4.1016	216,77	3739,28	1.8388
70	4900	343000	8.3066	4.1213	219,91	3848,45	1.8451

Nombres d	Carrés d^2	Cubes d^3	Racine carrée $\sqrt{d}$	Racine cubique $\sqrt[3]{d}$	Circonférence πd	Surface $\frac{1}{4}\pi d^2$	Logarith Log d
71	5041	357911	8.4261	4.1408	223,05	3959,19	1.8513
72	5184	373248	8.4853	4.1602	226,19	4071,50	1.8573
73	5329	389017	8.5440	4.1793	229,34	4185,39	1.8633
74	5476	405224	8.6023	4.1983	232,48	4300,84	1.8692
75	5625	421875	8.6603	4.2172	235,62	4417,86	1.8751
76	5776	438976	8.7178	4.2358	238,76	4536,46	1.8808
77	5929	456533	8.7750	4.2543	241,90	4656,63	1.8865
78	6084	474552	8.8318	4.2727	245,04	4778,36	1.8921
79	6241	493039	8.8882	4.2908	248,19	4901,67	1.8976
80	6400	512000	8.9443	4.3089	251,33	5026,55	1.9031
81	6561	531441	9.0000	4.3267	254,47	5153,00	1.9085
82	6724	551368	9.0554	4.3445	257.61	5281,02	1.9138
83	6889	571787	9.1104	4.3621	260,75	5410,61	1.9191
84	7056	592704	9.1652	4.3795	263,89	5541,77	1.9243
85	7225	614125	9.2195	4.3968	267,04	5674,50	1.9294
86	7396	636056	9.2736	4.4140	270,18	5808,80	1.9345
87	7569	658503	9.3274	4.4310	273,32	5944,68	1.9395
88	7744	681472	9.3808	4 4480	276,46	6082,12	1.9445
89	7921	704969	9.4340	4.4647	279,60	6221,14	1.9494
90	8100	729000	9.4868	4.4814	282,74	6361,73	1.9542
91	8281	753571	9.5394	4.4979	285,88	6503,88	1.9590
92	8464	778688	9.5917	4.5144	289,03	6647,61	1.9638
93	8649	804357	9.6437	4.5307	292,17	6792,91	1.9685
94	8836	830584	9.6954	4.5468	295,31	6939,78	1.9731
95	9025	857375	9.7468	4.5629	298,45	7088,22	1.9777
96	9216	884736	9.7980	4.5789	301,59	7238,23	1.9823
97	9409	912673	9.8489	4.5947	304,73	7389,81	1.9868
98	9604	941192	9.8995	4.6104	307,88	7542,96	1.9912
99	9801	970299	9.9499	4.6261	311,02	7697,69	1.9956
100	10000	1000000	10.0000	4.6416	314,16	7853,98	2.0000
101	10201	1030301	10.0498	4.6570	317,30	8011,85	2.0043
102	10404	1061208	10.0995	4.6723	320,44	8171,28	2.0086
103	10609	1092727	10.1488	4.6875	323,58	8332,29	2.0128
104	10816	1124864	10.1980	4.7026	326,73	8494,87	2.0170
105	11025	1157625	10.2469	4.7176	329,87	8659,01	2.0212

Arcs, Cordes, Flèches et Surfaces des segments pour R = 1.

Degrés	Arcs	Cordes	Flèches	Surfaces des segments	Degrés	Arcs	Cordes	Flèches	Surfaces des segments
1	0.0175	0.0175	0.00004	0.00000	46	0.8029	0.7815	0.0795	0.04176
2	0.0349	0.0349	0.00015	0.00000	47	0.8203	0.7975	0.0829	0.04448
3	0.0524	0.0524	0.00034	0.00001	48	0.8378	0.8135	0.0865	0.04731
4	0.0698	0.0698	0.00061	0.00003	49	0.8552	0.8294	0.0900	0.05025
5	0.0873	0.0872	0.00095	0.00006	**50**	0.8727	0.8452	0.0937	0.05331
6	0.1047	0.1047	0.00137	0.00010	51	0.8901	0.8610	0.0974	0.05649
7	0.1222	0.1221	0.00187	0.00015	52	0.9076	0.8767	0.1012	0.05978
8	0.1396	0.1395	0.00244	0.00023	53	0.9250	0.8924	0.1051	0.06319
9	0.1571	0.1569	0.00308	0.00032	54	0.9425	0.9080	0.1090	0.06673
10	0.1745	0.1743	0.00381	0.00044	**55**	0.9599	0.9235	0.1130	0.07039
11	0.1920	0.1917	0.00460	0.00059	56	0.9774	0.9389	0.1171	0.07417
12	0.2094	0.2091	0.00548	0.00076	57	0.9948	0.9543	0.1212	0.07808
13	0.2269	0.2264	0.00643	0.00097	58	1.0123	0.9696	0.1254	0.08212
14	0.2443	0.2437	0.00745	0.00121	59	1.0297	0.9848	0.1296	0.08629
15	0.2618	0.2611	0.00856	0.00149	**60**	1.0472	1.0000	0.1340	0.09059
16	0.2793	0.2783	0.00973	0.00181	61	1.0647	1.0151	0.1384	0.09502
17	0.2967	0.2956	0.01098	0.00217	62	1.0821	1.0301	0.1428	0.09958
18	0.3142	0.3129	0.01231	0.00257	63	1.0996	1.0450	0.1474	0.10428
19	0.3316	0.3301	0.01371	0.00302	64	1.1170	1.0598	0.1520	0.10911
20	0.3491	0.3473	0.01519	0.00352	**65**	1.1345	1.0746	0.1566	0.11408
21	0.3665	0.3645	0.01675	0.00408	66	1.1519	1.0893	0.1613	0.11919
22	0.3840	0.3816	0.01837	0.00468	67	1.1694	1.1039	0.1661	0.12443
23	0.4014	0.3987	0.02008	0.00535	68	1.1868	1.1184	0.1710	0.12982
24	0.4189	0.4158	0.02185	0.00607	69	1.2043	1.1328	0.1759	0.13535
25	0.4363	0.4329	0.02370	0.00686	**70**	1.2217	1.1472	0.1808	0.14102
26	0.4538	0.4499	0.02563	0.00771	71	1.2392	1.1614	0.1859	0.14683
27	0.4712	0.4669	0.02763	0.00862	72	1.2566	1.1756	0.1910	0.15279
28	0.4887	0.4838	0.02969	0.00961	73	1.2741	1.1896	0.1961	0.15889
29	0.5061	0.5008	0.03185	0.01067	74	1.2915	1.2036	0.2014	0.16514
30	0.5236	0.5176	0.03407	0.01180	**75**	1.3090	1.2175	0.2066	0.17154
31	0.5411	0.5345	0.03637	0.01301	76	1.3265	1.2313	0.2120	0.17808
32	0.5585	0.5512	0.03874	0.01429	77	1.3439	1.2450	0.2174	0.18477
33	0.5760	0.5680	0.04118	0.01566	78	1.3614	1.2586	0.2229	0.19160
34	0.5934	0.5847	0.04370	0.01711	79	1.3788	1.2722	0.2284	0.19859
35	0.6109	0.6014	0.04628	0.01864	**80**	1.3963	1.2856	0.2340	0.20573
36	0.6283	0.6180	0.04894	0.02027	81	1.4137	1.2989	0.2396	0.21301
37	0.6458	0.6346	0.05168	0.02198	82	1.4312	1.3121	0.2453	0.22045
38	0.6632	0.6511	0.05448	0.02378	83	1.4486	1.3252	0.2510	0.22804
39	0.6807	0.6676	0.05736	0.02568	84	1.4661	1.3383	0.2569	0.23578
40	0.6981	0.6840	0.06031	0.02767	**85**	1.4835	1.3512	0.2627	0.24367
41	0.7156	0.7004	0.06333	0.02976	86	1.5010	1.3640	0.2686	0.25171
42	0.7330	0.7167	0.06642	0.03195	87	1.5184	1.3767	0.2746	0.25990
43	0.7505	0.7330	0.06958	0.03425	88	1.5359	1.3893	0.2807	0.26825
44	0.7679	0.7492	0.07281	0.03664	89	1.5533	1.4018	0.2867	0.27675
45	0.7854	0.7654	0.07612	0.03915	**90**	1.5708	1.4142	0.2929	0.28540

Degrés	Arcs	Cordes	Flèches	Surfaces des segments	Degrés	Arcs	Cordes	Flèches	Surfaces des segments
91	1.5882	1.4265	0.2991	0.29420	136	2.3736	1.8544	0.6254	0.83949
92	1.6057	1.4387	0.3053	0.30316	137	2.3911	1.8608	0.6335	0.85455
93	1.6232	1.4507	0.3116	0.31226	138	2.4086	1.8672	0.6416	0.86971
94	1.6406	1.4627	0.3180	0.32152	139	2.4260	1.8733	0.6498	0.88497
95	1.6580	1.4746	0.3244	0.33093	**140**	2.4435	1.8794	0.6580	0.90034
96	1.6755	1.4863	0.3309	0.34050	141	2.4609	1.8853	0.6662	0.91580
97	1.6930	1.4979	0.3374	0.35021	142	2.4784	1.8910	0.6744	0.93135
98	1.7104	1.5094	0.3439	0.36008	143	2.4958	1.8966	0.6827	0.94700
99	1.7279	1.5208	0.3506	0.37009	144	2.5133	1.9021	0.6910	0.96274
100	1.7453	1.5321	0.3572	0.38026	**145**	2.5307	1.9074	0.6993	0.97858
101	1.7628	1.5432	0.3639	0.39058	146	2.5482	1.9126	0.7076	0.99449
102	1.7802	1.5543	0.3707	0.40104	147	2.5656	1.9176	0.7160	1.01050
103	1.7977	1.5652	0.3775	0.41166	148	2.5831	1.9225	0.7244	1.02658
104	1.8151	1.5760	0.3843	0.42242	149	2.6005	1.9273	0.7328	1.04275
105	1.8326	1.5867	0.3912	0.43334	**150**	2.6180	1.9319	0.7412	1.05900
106	1.8500	1.5973	0.3982	0.44439	151	2.6354	1.9363	0.7496	1.07532
107	1.8675	1.6077	0.4052	0.45560	152	2.6529	1.9406	0.7581	1.09171
108	1.8850	1.6180	0.4122	0.46695	153	2.6704	1.9447	0.7666	1.10818
109	1.9024	1.6282	0.4193	0.47844	154	2.6878	1.9487	0.7750	1.12472
110	1.9199	1.6383	0.4264	0.49008	**155**	2.7053	1.9526	0.7836	1.14132
111	1.9373	1.6483	0.4336	0.50187	156	2.7227	1.9563	0.7921	1.15799
112	1.9548	1.6581	0.4408	0.51379	157	2.7402	1.9598	0.8006	1.17472
113	1.9722	1.6678	0.4481	0.52586	158	2.7576	1.9632	0.8092	1.19151
114	1.9897	1.6773	0.4554	0.53807	159	2.7751	1.9665	0.8178	1.20835
115	2.0071	1.6868	0.4627	0.55041	**160**	2.7925	1.9696	0.8264	1.22525
116	2.0246	1.6961	0.4701	0.56289	161	2.8100	1.9726	0.8350	1.24221
117	2.0420	1.7053	0.4775	0.57551	162	2.8274	1.9754	0.8436	1.25921
118	2.0595	1.7143	0.4850	0.58827	163	2.8449	1.9780	0.8522	1 27626
119	2.0769	1.7233	0.4925	0.60116	164	2.8623	1.9805	0.8608	1.29335
120	2.0944	1.7321	0.5000	0.61418	**165**	2.8798	1.9829	0.8695	1.31049
121	2.1118	1.7407	0.5076	0.62734	166	2.8972	1.9851	0.8781	1.32766
122	2.1293	1.7492	0.5152	0.64063	167	2.9147	1.9871	0.8868	1.34487
123	2.1468	1.7576	0.5228	0.65404	168	2.9322	1.9890	0.8955	1.36212
124	2.1642	1.7659	0.5305	0.66759	169	2.9496	1.9908	0.9042	1.37940
125	2.1817	1.7740	0.5388	0.68125	**170**	2.9671	1.9924	0.9128	1.39671
126	2.1991	1.7820	0.5460	0.69505	171	2.9845	1.9938	0.9215	1.41404
127	2.2166	1.7899	0.5538	0.70897	172	3.0020	1.9951	0.9302	1.43140
128	2.2340	1.7976	0.5616	0.72301	173	3.0194	1.9963	0.9390	1.44878
129	2.2515	1.8052	0.5695	0.73716	174	3.0369	1.9973	0.9477	1.46617
130	2.2689	1.8126	0.5774	0.75144	**175**	3.0543	1.9981	0.9564	1.48359
131	2.2864	1.8199	0.5853	0.76584	176	3.0718	1.9988	0.9651	1.50101
132	2.3038	1.8271	0.5933	0.78034	177	3.0892	1.9993	0.9738	1.51845
133	2.3213	1.8341	0.6013	0.79497	178	3.1067	1.9997	0.9825	1.53589
134	2.3387	1.8410	0.6093	0.80970	179	3.1241	1.9999	0.9913	1.55334
135	2.3562	1.8478	0.6173	0.82454	**180**	3.1416	2.0000	1.0000	1.57080

Tangentes et cotangentes des angles de 0° à 90°.

ANGLE (1)	TANGENTE DE (1) et cotangente de (3)	ANGLE (3)	ANGLE (1)	TANGENTE DE (1) et cotangente de (3)	ANGLE (3)
0°	0,0000	90°	46°	1,0355	44°
1	0,0174	89	47	1,0724	43
2	0,0349	88	48	1,1106	42
3	0,0524	87	49	1,1504	41
4	0,0699	86	50	1,1918	40
5	0,0875	85	51	1,2349	39
6	0,1051	84	52	1,2799	38
7	0,1228	83	53	1,3270	37
8	0,1405	82	54	1,3764	36
9	0,1584	81	55	1,4281	35
10	0,1763	80	56	1,4826	34
11	0,1944	79	57	1,5399	33
12	0,2126	78	58	1,6003	32
13	0,2309	77	59	1,6643	31
14	0,2493	76	60	1,7321	30
15	0,2679	75	61	1,8040	29
16	0,2867	74	62	1,8807	28
17	0,3057	73	63	1,9626	27
18	0,3249	72	64	2,0503	26
19	0,3443	71	65	2,1445	25
20	0,3640	70	66	2,2460	24
21	0,3839	69	67	2,3559	23
22	0,4040	68	68	2,4751	22
23	0,4245	67	69	2,6051	21
24	0,4452	66	70	2,7475	20
25	0,4663	65	71	2,9042	19
26	0,4877	64	72	3,0777	18
27	0,5095	63	73	3,2709	17
28	0,5317	62	74	3,4874	16
29	0,5543	61	75	3,7321	15
30	0,5774	60	76	4,0108	14
31	0,6009	59	77	4,3315	13
32	0,6249	58	78	4,7046	12
33	0,6494	57	79	5,1445	11
34	0,6745	56	80	5,6713	10
35	0,7002	55	81	6,3138	9
36	0,7265	54	82	7,1154	8
37	0,7536	53	83	8,1443	7
38	0,7813	52	84	9,5144	6
39	0,8098	51	85	11,4301	5
40	0,8391	50	86	14,3007	4
41	0,8693	49	87	19,0811	3
42	0,9004	48	88	28,6362	2
43	0,9325	47	89	57,2900	1
44	0,9657	46	90	infini	0
45	1,0000	45			

Sinus et cosinus des angles de 0° à 90°.

ANGLE (1)	SINUS DE (1) et cosinus de (3)	ANGLE (3)	ANGLE (1)	SINUS DE (1) et cosinus de (3)	ANGLE (3)
0°	0,0000	90°	46°	0,7193	44°
1	0,0174	89	47	0,7314	43
2	0,0349	88	48	0,7431	42
3	0,0523	87	49	0,7547	41
4	0,0698	86	50	0,7660	40
5	0,0872	85	51	0,7771	39
6	0,1045	84	52	0,7880	38
7	0,1219	83	53	0,7986	37
8	0,1392	82	54	0,8090	36
9	0,1564	81	55	0,8192	35
10	0,1736	80	56	0,8290	34
11	0,1908	79	57	0,8387	33
12	0,2079	78	58	0,8480	32
13	0,2250	77	59	0,8572	31
14	0,2419	76	60	0,8660	30
15	0,2588	75	61	0,8746	29
16	0,2756	74	62	0,8829	28
17	0,2924	73	63	0,8910	27
18	0,3090	72	64	0,8988	26
19	0,3256	71	65	0,9063	25
20	0,3420	70	66	0,9135	24
21	0,3584	69	67	0,9205	23
22	0,3746	68	68	0,9272	22
23	0,3907	67	69	0,9336	21
24	0,4067	66	70	0,9397	20
25	0,4226	65	71	0,9455	19
26	0,4384	64	72	0,9511	18
27	0,4540	63	73	0,9563	17
28	0,4695	62	74	0,9613	16
29	0,4848	61	75	0,9659	15
30	0,5000	60	76	0,9703	14
31	0,5150	59	77	0,9744	13
32	0,5299	58	78	0,9781	12
33	0,5446	57	70	0,9816	11
34	0,5592	56	80	0,9848	10
35	0,5736	55	81	0,9877	9
36	0,5878	54	82	0,9903	8
37	0,6018	53	83	0,9925	7
38	0,6157	52	84	0,9945	6
39	0,6293	51	85	0,9962	5
40	0,6428	50	86	0,9976	4
41	0,6561	49	87	0,9986	3
42	0,6691	48	88	0,9994	2
43	0,6820	47	89	0,9998	1
44	0,6947	46	90	1,0000	0
45	0,7071	45			

Intérêts composés.

Valeur, à la fin de *n* années, de 1 franc placé à intérêt composé.

Nombre d'années n	TAUX DE L'INTÉRÊT				
	T = 3	T = 4	T = 4 1/2	T = 5	T = 6
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
1	1.030	1.040	1.045	1.050	1.060
2	1.060	1.081	1.092	1.102	1.123
3	1.092	1.124	1.141	1.157	1.191
4	1.125	1.169	1.192	1.215	1.262
5	1.159	1.216	1.246	1.276	1.338
6	1.194	1.265	1.302	1.340	1.418
7	1.229	1.315	1.360	1.407	1.503
8	1.266	1.368	1.422	1.477	1.593
9	1.304	1.423	1.486	1.551	1.689
10	1.343	1.480	1.552	1.628	1.790
11	1.384	1.539	1.622	1.710	1.898
12	1.425	1.601	1.695	1.795	2.012
13	1.468	1.665	1.772	1.885	2.132
14	1.512	1.731	1.851	1.979	2.260
15	1.557	1.800	1.935	2.078	2.396
16	1.604	1.872	2.022	2.182	2.540
17	1.652	1.947	2.113	2.292	2.692
18	1.702	2.025	2.208	2.406	2.854
19	1.753	2.106	2.307	2.526	3.025
20	1.806	2.191	2.411	2.653	3.207
21	1.860	2.278	2.520	2.785	3.399
22	1.916	2.369	2.633	2.925	3.603
23	1.973	2.464	2.752	3.071	3.819
24	2.032	2.563	2.876	3.225	4.048
25	2.093	2.665	3.005	3.386	4.291
26	2.156	2.772	3.140	3.555	4.549
27	2.221	2.883	3.282	3.733	4.822
28	2.287	2.998	3.429	3.920	5.111
29	2.356	3.118	3.584	4.116	5.418
30	2.427	3.243	3.745	4.321	5.743
31	2.500	3.373	3.913	4.538	6.088
32	2.575	3.508	4.089	4.764	6.453
33	2.652	3.648	4.274	5.003	6.840
34	2.731	3.794	4.466	5.253	7.251

Exemple. — Quel est, au bout de 22 ans, le capital produit par 1.200 francs placés à intérêts composés au taux de 4 0/0 par an?

Le nombre 2.369, qui correspond à $n = 22$ et à $T = 4$, est la valeur de 1 franc au bout de 22 ans. En la multipliant par 1.200, on trouve 2.842 fr. 80, qui est la valeur de 1.200 francs au bout de 22 ans.

Amortissement.

Temps nécessaire pour opérer l'amortissement d'un capital.

TAUX t de l'amortissement t	TAUX DE L'INTÉRÊT									
	T = 3		T = 4		T = 4 1/2		T = 5		T = 6	
	Ans	Jours	Ans	Jours	Ans	Jours	Ans	Jours	Ans	Jours
0.001	116	64	94	250	86	358	80	214	70	201
0.002	93	292	77	228	71	264	66	284	58	341
0.0025	86	283	72	87	66	326	62	146	55	88
0.003	81	45	67	324	62	361	58	317	52	91
0.004	72	146	61	51	56	337	53	126	47	213
0.005	65	304	56	8	52	114	49	54	44	7
0.006	60	225	51	341	48	226	45	285	41	56
0.007	56	120	48	202	45	204	42	359	38	279
0.0075	54	164	47	23	44	76	41	273	37	259
0.008	52	261	45	250	42	350	40	220	36	266
0.009	49	222	43	76	40	258	38	197	34	350
0.01	46	328	41	13	38	266	36	265	33	144
0.011	44	187	39	40	36	355	35	40	32	1
0.012	42	140	37	141	35	146	33	241	30	274
0.0125	41	147	36	216	34	245	32	361	30	61
0.013	40	172	35	304	33	256	32	126	29	224
0.014	38	271	34	153	32	248	31	55	28	210
0.015	37	61	33	47	31	181	30	20	27	227
0.016	35	266	31	344	30	148	29	16	26	271
0.017	34	148	30	309	29	145	28	40	25	338
0.0175	33	285	30	121	28	336	27	244	25	197
0.018	33	66	29	304	28	168	27	88	25	60
0.019	32	19	28	325	27	216	26	158	24	167
0.02	31	0	28	4	26	284	25	247	23	289
0.0225	28	243	26	18	24	350	23	359	22	109
0.025	26	246	24	132	23	143	22	189	21	1
0.0275	24	349	22	327	22	8	21	86	19	316
0.03	23	164	21	220	20	299	20	38	18	312
0.0325	22	45	20	167	19	271	19	34	17	347
0.035	20	344	19	158	18	285	18	68	17	50
0.0375	19	323	18	186	17	334	17	133	16	145
0.04	18	341	17	246	17	46	16	227	15	265

Exemple. — Quel est le temps nécessaire pour amortir un capital, le taux de l'amortissement t étant de 2 0/0 ou 0,02, et le taux de l'intérêt T, 5 0/0 ? En lisant sur la table le nombre qui se trouve dans la colonne verticale T = 5 et dans la colonne horizontale 0,02, on trouve 25 ans 247 jours.

Valeur actuelle de 1 franc payable à la fin de *n* années.

Nombre d'années *n*	TAUX DE L'INTÉRÊT				
	T = 3	T = 4	T = 4 1/2	T = 5	T = 6
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
1	0.970	0.961	0.956	0.952	0.943
2	0.942	0.924	0.915	0.907	0.889
3	0.915	0.888	0.876	0.863	0.839
4	0.888	0.854	0.838	0.822	0.792
5	0.862	0.821	0.802	0.783	0.747
6	0.837	0.790	0.767	0.746	0.704
7	0.813	0.759	0.734	0.710	0.665
8	0.789	0.730	0.703	0.676	0.627
9	0.766	0.702	0.672	0.644	0.591
10	0.744	0.675	0.643	0.613	0.558
11	0.722	0.649	0.616	0.584	0.526
12	0.701	0.624	0.589	0.556	0.496
13	0.680	0.600	0.564	0.530	0.468
14	0.661	0.577	0.539	0.505	0.442
15	0.641	0.555	0.516	0.481	0.417
16	0.623	0.533	0.494	0.458	0.393
17	0.605	0.513	0.473	0.436	0.371
18	0.587	0.493	0.452	0.415	0.350
19	0.570	0.474	0.433	0.395	0.330
20	0.553	0.456	0.414	0.376	0.311
21	0.537	0.438	0.396	0.358	0.294
22	0.521	0.421	0.379	0.341	0.277
23	0.506	0.405	0.363	0.325	0.261
24	0.491	0.390	0.347	0.310	0.246
25	0.477	0.375	0.332	0.295	0.223
26	0.463	0.360	0.318	0.281	0.219
27	0.450	0.346	0.304	0.267	0.207
28	0.437	0.333	0.291	0.255	0.195
29	0.424	0.320	0.279	0.242	0.184
30	0.411	0.308	0.267	0.231	0.174
31	0.399	0.296	0.255	0.220	0.164
32	0.388	0.285	0.244	0.209	0.154
33	0.377	0.274	0.233	0.199	0.146
34	0.366	0.263	0.223	0.190	0.137

Exemple. — Quelle est la somme qu'il faudrait payer actuellement pour se libérer d'une somme de 4.000 francs, exigible dans 25 ans, le taux de l'intérêt étant de 4 0/0.

La fraction 0,375 qui correspond, dans le tableau ci-dessus, à $n = 25$ et à T = 4, est la valeur actuelle de 1 franc. En la multipliant par 4.000 francs on obtient 1,500 francs pour la valeur actuelle de la somme de 4.000 francs payable dans 25 ans.

Taux de l'amortissement nécessaire pour amortir un capital dans un nombre n d'années.

Nombre d'années n	TAUX DE L'INTÉRÊT T = 3	T = 4	T = 4 1/2	T = 5	T = 6
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
1	1.000	1.000	1.000	1.000	1.000
2	0.492	0.490	0.488	0.487	0.485
3	0.323	0.320	0.318	0.317	0.314
4	0.239	0.235	0.233	0.232	0.228
5	0.188	0.184	0.182	0.180	0.177
6	0.154	0.150	0.148	0.147	0.143
7	0.130	0.126	0.124	0.122	0.119
8	0.112	0.108	0.106	0.104	0.101
9	0.098	0.094	0.092	0.090	0.087
10	0.087	0.083	0.081	0.079	0.075
11	0.078	0.074	0.072	0.070	0.066
12	0.070	0.066	0.064	0.062	0.059
13	0.064	0.060	0.058	0.056	0.05[illegible]
14	0.058	0.054	0.052	0.051	0.047
15	0.053	0.049	0.048	0.046	0.042
16	0.049	0.045	0.044	0.042	0.038
17	0.045	0.042	0.040	0.038	0.035
18	0.042	0.038	0.037	0.035	0.032
19	0.039	0.036	0.034	0.032	0.029
20	0.037	0.033	0.031	0.030	0.027
21	0.034	0.031	0.029	0.027	0.025
22	0.032	0.029	0.027	0.025	0.023
23	0.030	0.027	0.025	0.024	0.021
24	0.029	0.025	0.023	0.022	0.019
25	0.027	0.024	0.022	0.020	0.018
26	0.025	0.022	0.021	0.019	0.016
27	0.024	0.021	0.019	0.018	0.015
28	0.023	0.020	0.018	0.017	0.014
29	0.022	0.018	0.017	0.016	0.013
30	0.021	0.017	0.016	0.015	0.012
31	0.019	0.016	0.015	0.014	0.011
32	0.019	0.015	0.014	0.013	0.011
33	0.018	0.015	0.013	0.012	0.010
34	0.017	0.014	0.012	0.011	0.009
35	0.016	0.013	0.012	0.011	0.008

Exemple. — Quel est le taux d'amortissement t nécessaire pour amortir un capital quelconque dans 30 ans, le taux de l'intérêt T étant 3 0/0.

Le nombre de la table qui correspond à $n = 30$ et à $T = 3$ est 0,021 ; donc on devra payer, chaque année, 2 fr. 10 0/0 du capital pour l'amortir dans 30 ans.

Annuités au moyen desquelles l'on peut amortir un capital de 100 francs.

Nombre d'années n	TAUX DE L'INTÉRÊT								
	2 0/0	2 1/2	3	3 1/2	4	4 1/2	5	5 1/2	6
1	102	102.500	103	103.500	104	104.500	105	105.500	106
2	51.5049	51.8827	52.2610	52.6400	53.0196	53.3997	53.7804	54.1618	54.5436
3	34.6764	35.0137	35.3530	35.6934	36.0348	36.3773	36.7208	37.0654	37.4109
4	26.2623	26.5817	26.9027	27.2251	27.5490	27.8743	28.2011	28.5294	28.8591
5	21.2158	21.5246	21.8354	22.1481	22.4627	22.7791	23.0974	23,2176	23.7396
6	17.8525	18.1549	18.4597	18.7668	19.0761	19.3878	19.7017	20.0178	20.3362
7	15.4511	15.7495	16.0506	16.3544	16.6609	16.9701	17.2819	17.5964	17.9135
8	13.6509	13.9467	14.2456	14.5476	14.8527	15.1609	15.4721	15.7864	16.1035
9	12.2515	12.5456	12.8433	13.1446	13.4492	13.7574	14.0690	14.3839	14.7022
10	11.1326	11.4258	11.7230	12.0241	12.3290	12.6378	12.9504	13.2667	13.5867
11	10.2177	10.5105	10.8077	11.1091	11.4149	11.7248	12.0388	12.3570	12.6792
12	9.4559	9.7487	10.0462	10.3483	10.6552	10.9666	11.2825	11.6029	11.9277
13	8.8118	9.1048	9.4029	9.7061	10.0143	10.3275	10.6455	10.9684	11.2960
14	8.2601	8.5536	8.8526	9.1570	9.4668	9.7820	10.1023	10.4279	10.7584
15	7.7825	8.0766	8.3766	8.6825	8.9941	9.3113	9.6342	9.9625	10.2962
16	7.3650	7.6598	7.9610	8.2684	8.5820	8.9015	9.2269	9.5582	9.8952
17	6.9969	7.2927	7.5952	7.9043	8.2198	8.5417	8.8699	9.2041	9.5444
18	6.6702	6.9670	7.2708	7.5816	7.8993	8.2236	8.5546	8.8919	9.2356
19	6.3781	6.6760	6.9813	7.2940	7.6138	7.9407	8.2745	8.6150	8.9620
20	6.1156	6.4147	6.7215	6.0361	7.3581	7.6876	8.0242	8.3679	8.7184
21	5.8184	6.1787	6.4871	6.8036	7.1280	7.4600	7.7996	8.1464	8.5004
22	5.6631	5.9646	6.2747	6.5932	6.9198	7.2545	7.5970	7.9471	8.3045
23	5.4678	5.7696	6.0813	6.4018	6.7309	7.0682	7.4136	7.7669	8.1278
24	5.2871	5.5912	5.9047	6.2272	6.5586	6.8987	7.2470	7.6035	7.9679
25	5.1220	5.4275	5.7427	6.0674	6.4011	6.7439	7.0952	7.4549	7.8226
26	4.9699	5.2768	5.5938	5.9205	6.2567	6.6021	6.9564	7.3193	7.6904
27	4.8293	5.1376	5.4564	5.7852	6.1238	6.4719	6.8291	7.1952	7.5697
28	4.6989	5.0087	5.3293	5.6602	6.0012	6.3520	6.7122	7.0814	7.4592
29	4.5778	4.8891	5.2114	5.5445	5.8879	6.2414	6.6045	6.9768	7.3572
30	4.4649	4.7777	5.1019	5.4371	5.7830	6.1391	6.5051	6.8805	7.2648
31	4.3596	4.6739	4.9998	5.3372	5.6855	6.0443	6.4132	6.7916	7.1792
32	4.2610	4.5768	4.9046	5.2441	5.5948	5.9563	6.3280	6.7095	7.1002
33	4.1686	4.4859	4.8156	5.1572	5.5103	5.8744	6.2490	6.6334	7.0272
34	4.0818	4.4006	4.7321	5.0759	5.4314	5.7981	6.1755	6.5629	6.9598
35	4.0002	4.3205	4.6539	4.9998	5.3577	5.7270	6.1071	6.4974	6.8973

Exemple. — Avec quelle annuité pourra-t-on amortir en 3 ans un capital placé à 3 0/0?

Le nombre qui correspond à $n = 30$ et à $T = 3$ dans le tableau précédent est 5,10; donc en devra payer 5,10 0/0 du capital pour l'amortir en 30 ans. Ce nombre correspond exactement à celui du deuxième exemple de la page précédente.

Tables de transformation.

Transformation des pentes métriques en degrés d'inclinaison.

PENTE métrique	DEGRÉS d'inclinaison	PENTE métrique	DEGRÉS d'inclinaison
0m,005	0° 17′ 10″	0m,080	4° 34′ 30″
0 ,010	0 35 0	0 ,085	4 51 30
0 ,015	0 51 30	0 ,090	5 8 30
0 ,020	1 8 40	0 ,095	5 25 30
0 ,025	1 26 0	0 ,100	5 42 30
0 ,030	1 43 01	0 ,105	5 50 30
0 ,035	2 0 20	0 ,110	6 16 30
0 ,040	2 17 30	0 ,115	6 33 40
0 ,045	2 34 40	0 ,120	6 50 30
0 ,050	2 51 40	0 ,125	7 7 30
0 ,055	3 8 50	0 ,130	7 24 20
0 ,060	3 26 0	0 ,135	7 41 20
0 ,065	3 43 10	0 ,140	7 58 10
0 ,070	4 0 20	0 ,145	8 15 5
0 ,075	4 17 20	0 ,150	8 31 50

Transformation des degrés d'inclinaison en pentes métriques.

DEGRÉS d'inclinaison	PENTE métrique	DEGRÉS d'inclinaison	PENTE métrique
0° 15′	0,00436	10°	0,17633
0 30	0,00873	12	0,21256
0 45	0,01309	14	0,24933
0 60	0,01746	16	0,28675
1 30	0,02618	18	0,32492
2	0,03492	20	0,36397
2 30	0,04366	22	0,40403
3	0,05241	24	0,44523
3 30	0,06116	26	0,48773
4	0,06993	28	0,53171
4 30	0,07870	30	0,57735
5	0,08749	32	0,62487
6	0,10510	34	0,67451
7	0,12278	36	0,72654
8	0,14054	38	0,78120
9	0,15838	40	0,83910

Transformation de quelques fractions ordinaires en fractions décimales, avec leurs racines carrées et cubiques

FRACTIONS ordinaires	FRACTIONS décimales	RACINES carrées	RACINES cubiques	FRACTIONS ordinaires	FRACTIONS décimales	RACINES carrées	RACINES cubiques
1/3	0,333	0.577	0.693	1/8	0,125	0.354	0.500
2/3	0,666	0.816	0.874	3/8	0,375	0.612	0.721
1/4	0,250	0.500	0.630	5/8	0,625	0.791	0.855
3/4	0,750	0.866	0.909	7/8	0,875	0.935	0.956
1/6	0,166	0.408	0.550	1/9	0,111	0.333	0.481
5/6	0,833	0.913	0.941	2/9	0,222	0.471	0.606
1/7	0,143	0.378	0.523	4/9	0,444	0.667	0.763
2/7	0,286	0.535	0.659	5/9	0,555	0.745	0.822
3/7	0,428	0.655	0.754	7/9	0,777	0.882	0.920
4/7	0,571	0.756	0.830	1/12	0,083	0.289	0.437
5/7	0,714	0.845	0.894	5/12	0,416	0.645	0.747
6/7	0,857	0.926	0.950	7/12	0,583	0.764	0.836

Transformation des litres par seconde en litres par minute et en mètres cubes par heure et réciproquement.

LITRES par seconde	LITRES par minute	MÈTRES CUBES par heure	LITRES par minute	LITRES par seconde	MÈTRES CUBES par heure	MÈTRES CUBES par heure	LITRES par minute	LITRES par seconde
1	60	3.600	1	0.016	0.060	1	16.66	0.277
2	120	7.200	2	0.033	0.120	2	33.33	0.555
3	180	10.800	3	0.050	0.180	3	50.00	0.833
4	240	14.400	4	0.066	0.240	4	66.66	1.111
5	300	18.000	5	0.083	0.300	5	83.33	1.388
6	360	21.600	6	0.100	0.360	6	100.00	1.666
7	420	25.200	7	0.116	0.420	7	116.66	1.944
8	480	28.800	8	0.133	0.480	8	133.33	2.222
9	540	32.400	9	0.150	0.540	9	150.00	2.500

POIDS ET MESURES

Tableau des mesures métriques légales de France.

Loi du 11 juillet 1903 relative aux unités fondamentales du système métrique.

Le Sénat et la Chambre des Députés ont adopté,

Le Président de la République promulgue la loi dont la teneur suit :

ARTICLE PREMIER. — L'article 2 de la loi du 19 frimaire an VIII est remplacé par la disposition suivante :

« Des étalons prototypes du système métrique sont le mètre international et le kilogramme international qui ont été sanctionnés par la Conférence générale des poids et mesures, tenue à Paris en 1889, et qui sont déposés au Pavillon de Breteuil, à Sèvres.

« Les copies de ces prototypes internationaux, déposées aux archives nationales (mètre n° 8 et kilogramme n° 35), sont les étalons légaux pour la France.

ART. 2. — Le tableau des mesures légales annexé à la loi du 4 juillet 1837 sera modifié conformément à l'article précédent par décret rendu après avis du Bureau national des poids et mesures.

Tableau des mesures légales.

Noms	Valeurs	Signes abréviatifs
	Mesures de longueur.	
Myriamètre	10.000 mètres.	Mm
Kilomètre	1.000 mètres.	km
Hectomètre	100 mètres.	hm
Décamètre	10 mètres	dam
Mètre (1)	*Unité fondamentale.*	m
Décimètre	Dixième du mètre.	dm
Centimètre	Centième du mètre.	cm
Millimètres	Millième du mètre.	mm
	Mesures agraires.	
Hectare	100 ares ou 10.000 mètres carrés.	ha
Are	100 mètres carrés.	a
Centiare	Centième de l'are ou mètre carré.	ca ou m^2

(1) Le mètre est la longueur à la température de zéro du prototype international, en platine iridié, qui a été sanctionné par la Conférence générale des poids et mesures tenue à Paris en 1889 et qui est déposé au Pavillon de Breteuil, à Sèvres.

La copie n° 8 de ce prototype international, déposée aux Archives nationales, est l'étalon légal pour la France.

La longueur du mètre est très approximativement la dix millionième partie du quart du méridien terrestre, qui a été prise comme point de départ pour l'établir.

L'unité de surface et l'unité de volume sont respectivement le mètre carré (m^2) et le mètre cube (m^3). On donne à la première le nom de centiare quand elle s'applique à la mesure des terrains et à la seconde le nom de stère quand elle s'applique à la mesure des bois.

Noms	Valeur	Signes abréviatifs
	Mesures des bois.	
Décastère.............	10 stères.	das
Stère	Mètre cube.	s ou m3
Décistère.............	Dixième du stère.	ds
	Mesures de masse ou de poids (1).	
Tonne................	1.000 kilogrammes.	t
Quintal métrique	100 kilogrammes.	q
Kilogramme (2)........	*Unité fondamentale.*	kg
Hectogramme.........	100 grammes.	hg
Décagramme..........	10 grammes.	dag
Gramme..............	Millième du kilogramme.	g
Décigramme	Dixième du gramme.	dg
Centigramme..........	Centième du gramme.	cg
Milligramme..........	Millième du gramme.	mg
	Mesures de capacité.	
Kilolitres............	1.000 litres.	kl
Hectolitre	100 litres.	hl
Décalitre.............	10 litres.	dal
Litre (3)..............		l
Décilitre..............	Dixième du litre.	dl
Centi itre.............	Centième du litre.	cl
Millilitre	Millième du lire.	ml
	Monnaies.	
Franc................	5 grammes d'argent au titre légal.	»
Décime	Dixième du franc.	»
Centime	centième du franc.	»

(1) La masse d'un corps correspond à la quantité de matière qu'il contient, son poids est l'action que la pesanteur exerce sur lui. En un même lieu, ces deux grandeurs sont proportionnelles l'une à l'autre : dans le langage courant, le terme poids est employé dans le sens de masse.

(2) Le kilogramme est la masse du prototype international, eu platine iridié, qui a été sanctionné par la Conférence générale des poids et mesures tenue à Paris en 1889, et qui est déposé au Pavillon de Breteuil, à Sèvres.

La copie n° 35 de ce prototype international, déposée aux Archives nationales, est l'étalon légal pour la France.

La masse du kilogramme est très approximativement celle de 1 décimètre cube d'eau à son maximum de densité, qui a été prise comme point de départ pour l'établir.

(3) Le litre est le volume occupé par 1 klogramme d'eau pure à son maximum de densité et sous la pression atmosphérique normale.

Le volume du litre est très approximativement égal à 1 décimètre cube.

Mesures spéciales usitées dans la marine.

Mesures de longueur.

Mille géographique de 15 au degré de l'équateur	7.420
Lieue de 18 au degré du méridien	6.173
Lieue de 25 au degré du méridien	4.445
Lieue marine ou géographique de 20 au degré	5.556
Mille marin de 60 au degré, ou arc du méridien d'une minute, ou tiers de lieue marine	1.852

Brasse, 5 pieds	1^m,624
Encâblure nouvelle	200^m,000
Encâblure ancienne, 100 toises	194^m,904.
Nœud (mesure de vitesse)	1.852 mètres ou 1 mille à l'heure ou 0^m,5144 par seconde.

Mesures topographiques.

	Kilomètres carrés.
Lieue marine carrée de 20 au degré	30.8642
Mille marin carré de 60 au degré	3.4293
Mille anglais carré	2.5899

Kilomètre carré { 0,03240 lieue marine carrée. 0,29157 mille marin carré. 0,38612 mille anglais carré.

Mesures de volume.

Tonneau de jauge........................ 2,83 mètres cubes.

Mesures spéciales d'un usage général pour certaines substances.

Carat. — Les diamants, pierres précieuses et perles sont évalués par ***carats.*** Le carat vaut :

En France	g.	0,200
En Angleterre et en Allemagne	—	0,2055
En Hollande	—	0,205894
Au Brésil	—	0,1922

Il y a lieu de distinguer le *carat poids* et le *carat titre*. Ce dernier représente le 24ᵉ d'une unité d'or : ainsi l'or à 23 carats contient 23 parties d'or fin et 1 partie d'alliage.

Once. — Pour l'or et l'argent, on compte par *onces* (oz) de g. 31,103496 *deniers* (dwt) de 1^{gr},55 et *grains* (grn) de 0^{gr},0647.

Baril. — Le pétrole est compté officiellement, en Amérique, par *barils* de 42 gallons (159 litres). Pratiquement, il arrive dans des barils de 50 à 52 gallons.

Bouteille. — Le mercure est généralement évalué en *bouteilles* (bottles. flasks, frascos) de kg. 34,65.

Mesures anglaises.

Abréviations usuelles	Noms systématiques	Valeurs relatives	Valeurs en mesures françaises
	Mesures de longueur.		Mètres
In.	Inch ou pouce	»	0.02540
Ft.	Foot ou pied	12 In	0.30479
Yd.	YARD	3 Ft.	0.91438
Fth.	Fathom (brasse)	2 Yds	1.82877
»	Pole Rod ou perch	5,5 Yds	5.02909
»	Chain	4 poles	20.11636
»	Furlong	220 Yds	201.1636
Mi.	Mile	1760 Yds	1.609.3088
	Lieue marine	3,454 mi	5.558.5525
	Mesures de superficie.		Mètres carrés
»	Square inch ou pouce carré	»	0.000645
»	Square foot ou pied carré	144 pouces carrés	0.0929
»	Square yard	9 pieds carrés	0.8361
»	Square pole	30 yards carrés	25.292
»	Square rood	1210 yards carrés	1.011.68
»	Square acre	4840 yards carrés	4.046.72
	Mesures de capacité.		Litres
»	Gill	»	0.1420
Pt.	Pint	4 Gills	0.5679
Qt.	Quart	2 Pts	1.1359
Gal.	GALLON	4 Qts	4.5435
Pck.	Peck	2 Gals	9.0869
Bu.	Bushel	4 Pcks	36.3477
»	Quarter	8 bushels	290.7813
»	Load	5 quarters	1.453.9065
»	Chaldron	36 bushels	10.468.1268
	Mesures cubiques.		Mètres cubes
»	Cubic inch, pouce cube	»	0.000016
»	Cubic foot, pied cube	1728 pouces cubes	0.028315
»	CUBIC YARD	27 pieds cubes	0.764505
»	Tonneau de mer	40 pieds cubes	1.1326

Poids.

1° Mesures dites *Troy Weight* (non usitées, sauf pour les métaux précieux et la pharmacie).

			Grammes
»	Grain	»	0.065
»	Penny weight	24 Grains	1.555
»	Ounce	20 Pennyweights	31.103
»	TROY POUND	12 Ounces	373.233

2° Mesures dites *Avoir du poids Weight* (mesures usuelles).

			Grammes
Dr.	Dram	»	1.772
Oz.	Ounce	16 Dr	28.350
Lb.	AVOIR DU POIDS POUND	16 Oz	453.593
St.	Stone	14 Lb	6.350.297
Qr.	Quarter	2 St.	12.700.594
Cwt.	Hundred weight	4 Qr	50.802.377
Ton.	Ton.	20 Cwt	1.016.047.541

Outre cette tonne de 1.016kg (2.240 pounds), il existe une tonne de 907kg (2.000 pounds), dite short ton, peu usitée en Angleterre, mais d'un emploi général aux Etats-Unis, où elle sert pour exprimer des poids de charbon : pour les autres masses lourdes (locomotives par exemple), les poids sont généralement exprimés en livres, et non en tonnes.

Principales mesures des pays étrangers n'employant pas le Système métrique.

Pays	Noms	Valeur
	Mesures de longueur.	
Bulgarie	*archine*	0m,67
Russie	*pied*	0,304
	archine (unité)	0,711
	sagène	2,133
	verste	1km,066
Turquie	*archine*	0m,757
	pic archene halebi (soieries et laines)	0,685
	pic archene indasé (étoffes de coton)	0,652
Chine	*ying*	35,80
Indes anglaises	*cubit ou hant*	1,828
Japon	*shaku* (unité)	0,303
Perse	*guèze ordinaire*	0,63
Egypte	*diraa baladi* (tissus)	0,58
	diraa minari (architectes)	0,75
	kassalah	3,55
Haïti	*aune*	1,188
	Mesures de poids.	
Bulgarie	*oka*	1kg,284
Russie	*fount* (unité)	0,409
	poud	16,380
Turquie	*oke*	1,283
	kantar	56,450
Chine	*picul* (100 catties)	60,480
Indes anglaises	*bazar Maund*	37,251
	bazar de factorerie	33,865
Japon	*kan* (unité)	3,750
Perse	*batman*	2,970
Egypte	*kantar*	44,928
Haïti	*livre*	0,489

Anciennes mesures françaises.

L'unité de longueur était la *toise*, qui valait 6 *pieds* ; le pied, 12 *pouces* ; le pouce valait 12 *lignes*, et la ligne, 12 *points*.

Mesures de longueur.

Toise	1m,94903
Pied, 1/6 de toise	0m,32483
Pouce, 1/12 de pied	0m,02706
Ligne, 1/12 de pouce	0m,00225

Inversement.

1 mètre vaut...... 0,513073 toise.
1 mètre vaut : 3 pieds et 11,296 lig.

Mesures de superficie.

Toise carrée	3mq,7987
Pied carré	0mq,1055

Poids et diamètre des monnaies.

Le franc pèse 5 grammes, 100 francs en monnaie d'argent pèsent 500 grammes.

Les pièces en argent sont de : 5, 2, 1 franc, 0 fr. 50, et ont pour diamètre : 37, 27, 23, 18 millimètres.

Les pièces en bronze sont de : 10, 5, 2, 1 centimes, pèsent : 10, 5, 2, 1 grammes, et ont pour diamètre : 30, 25, 20, 15 millimètres.

Les pièces en or sont de : 100, 50, 20, 10 francs, pèsent : 32,26, 16,13, 64,52, 32,26 gr., et ont pour diamètre : 35, 28, 21, 19 millimètres.

Les pièces de 5 francs en argent et les pièces d'or sont au titre de 900 millièmes de métal précieux.

Les pièces divisionnaires en argent (2 francs, 1 franc et 50 centimes) contiennent 835 millièmes d'argent pur. Les pièces de nickel de 0 fr. 25 sont de deux types : de forme ronde ou polygonale.

Enfin les pièces en bronze contiennent 95 parties de cuivre, 4 d'étain et 1 de zinc.

Monnaies des pays étrangers.

Allemagne	Mark (100 pfennigs)	1,234
Angleterre	Livre sterling (20 shillings)	25,20
—	Shilling (12 pence)	1,26
Autriche-Hongrie	Krone (100 hellers)	1,05
Belgique	Franc (100 centimes)	1,00
Bulgarie	Leva (100 stotinki)	1,00
Danemark	Krone (100 ore)	1,38
Espagne	Peseta (100 centimos)	1,00
Finlande	Markkaas (100 pennis)	1,00
Grèce	Drachme (100 lepta)	1,00
Italie	Lire (100 centesimi)	1,00
Norvège	Krone (100 ore)	1,38
Pays-Bas	Gulden (100 cents)	2,10
Portugal	Milreis	5,60
Roumanie	Leu (100 bani)	1,00
Russie	Rouble (100 kopecks)	2,666
Serbie	Dinar (100 paras)	1,00
Suède	Krona (100 ore)	1,37
Suisse	Franc (100 centimes)	1,00
Turquie	Livre turque (100 piastres)	22,78
Chine	Taël (100 candaréens)	3,50
Indes anglaises	Roupie (16 annas)	2,38
Japon	Yen (100 sen)	2,58
Perse	Kran (20 schahis)	0,48
Siam	Piastre (100 cents)	2,58
Egypte	Livre égyptienne (100 piastres)	25,618
Erythrée	Thaler (100 centièmes)	5,00
Ethiopie	Talari (100 centièmes)	2,75
Argentine	Peso (100 centavos)	5,00
Bolivie	Boliviano (100 centavos)	5,00
Brésil	Milreis	2,60
Chili	Peso (100 centavos)	1,89
Colombie	Peso (100 centavos)	5,00
Costa-Rica	Colon (100 centimos)	2,405
Dominicaine	Piastre (100 centavos)	5,00
Equateur	Sucre (100 centavos)	5,00
Etats-Unis	Dollar (100 cents)	5,18
Guatemala	Peso (100 centavos)	5,00
Haïti	Piastre ou Gourde (100 centièmes)	5,33
Honduras	Peso (100 centavos)	5,00
Mexique	Peso (100 centavos)	2,57
Nicaragua	Peso (100 centavos)	5,00
Panama	Balboa (100 centièmes)	5,00
Paraguay	Peso (100 centavos)	5,00
Pérou	Livre péruvienne (100 dineros)	25,22
Salvador	Peso (100 centavos)	5,00
Uruguay	Piastre (100 centesimos)	5,36
Vénézuéla	Bolivar (100 centimos)	1,00
Philippines	Peso (100 centavos)	2,59

Mesures agraires.

MESURES AGRAIRES	CÔTÉ du carré correspondant	VALEUR EN		
		Pieds carrés	Toises carrées	Mètres carrés
Perche des eaux et forêts....	22 pieds	484	13,44	51,07
Arpent des eaux et forêts....	220 pieds	48400	1344,44	5107,20
Perche de Paris............	18 pieds	324	9,00	34,19
Arpent de Paris............	180 pieds	32400	900,00	3418,87
Are........................	10 mètres	947,7	26,32	100,00
Hectare....................	100 mètres	94768,2	2632,45	10000,00

DENSITÉS ET POIDS

Densités des gaz par rapport à l'air.

Air....................	1,00	Cyanogène...............	1,81
Hydrogène..............	0,069	Ammoniaque..............	0,60
Oxygène................	1,11	Protoxyde d'azote.......	1,614
Azote..................	0,97	Bioxyde d'azote.........	1,04
Chlore.................	2,47	Oxyde de carbone........	0,97
Gaz des marais, CH^4.......	0,56	Acide carbonique........	1,53
Gaz d'éclairage........	0,399	Acide sulfureux.........	2,27
Hydrogène bicarboné, C^2H^4.	0,98	Acide sulfhydrique......	1,19

Densités des vapeurs par rapport à l'air.

Eau....................	0,624	Chlorhydrate d ammoniaque.	0,93
Alcool.................	1,601	Brome...................	5,54
Ether..................	2,57	Iode....................	8,72
Ether acétique.........	3,07	Soufre..................	2,21
Esprit-de-bois.........	1,12	Phosphore...............	4,42
Acide cyanhydrique.....	0,95	Mercure.................	6,98

Poids du litre d'air à Paris, à 0° et à la pression de 760 millimètres de mercure 1gr,293

Densités des liquides par rapport à l'eau prise à 4°.

Mercure................	13,6	Alcool absolu...........	0,795
Brome..................	3,18	Ether...................	0,73
Acide sulfuriq. monohydraté.	1,84	Esprit-de-bois..........	0,798
Acide azotique fumant.....	1,52	Acide acétique..........	1,06
Acide azotique ($Az^2O^5,4H^2O$)	1,42	Eau de la mer...........	1,026
Ac. chlorhydrique($HCl,3H^2O$)	1,21	Lait....................	1,03
Sulfure de carbone........	1,26	Vin.....................	0,99
Benzine................	0,89	Huile d'olive...........	0,915
Essence de térébenthine....	0,86	Glycérine...............	1,264

Densités des solides.

Métaux.

Aluminium	2,75
Argent	10,53
Cuivre	8,92
Etain	7,29
Fer	7,86
Nickel	8,7
Or	19,32
Platine	21,50
Plomb	11,37
Zinc	7,50

Alliages.

Acier	7,8
Bronze	8,4 à 9,2
Bronze d'aluminium	7,7
Ferro-nickel	8,4
Fonte blanche	7,4 à 7,8
Fonte grise	6,7 à 7,1
Laiton	7,3 à 8,4
Maillechort	8,3 à 8,6

Substances diverses.

Glace à 0°	0,918
Acide sulfurique anhydre	1,97
Chaux, CaO	3,15
Chlorure de potassium	1,98
Chlorure de sodium	2,10
Acide arsénieux	3,7
Sel ammoniac	1,52
Azotate de potasse	2,09
Azotate de soude	2,24
Peroxyde de fer	5,12
Oxyde de zinc	5,6
Litharge	9,25
Minium	9,07
Céruse	6,97
Oxyde rouge de mercure	11,14
Quartz	2,65
Soufre	2,00
Charbon de cornue	1,88
Granite, porphyre, trachyte	2,6 à 2,8
Grès	2,55 à 2,65
Anthracite	1,4
Houille	1,3
Asphalte	1,06
Naphte liquide	0,70 à 0,84
Albâtre et marbres	2,7
Calcaires compacts	**2,7**
Gypse en poudre	2,27
Verre (moyenne)	2,5
Cristal	3,33
Kaolin	2,26
Porcelaine	2,5
Ardoise	2,9
Diamant	3,5
Charbon de bois en poudre	1,5
Charbon de chêne (morceaux)	0,42
Charbon de peuplier	0,24
Poudre à canon	2,08
Caoutchouc, gutta-percha	0,98
Gomme	1,3
Amidon, fécule	1,5
Graisse, beurre	0,94
Cire	0,96
Corps humain (moyenne)	1,07

Bois.

Acajou	560 à	850
Acacia	780 à	820
Aune	460 à	550
Bouleau	520 à	730
Buis de France		910
Buis de Hollande		1.320
Cèdre du Liban, sec		490
Charme	759 à	900
Châtaignier	550 à	740
Chêne de démolition		730
Chêne blanc		610
Cœur de chêne (60 ans)		1.170
Chêne vert		983
Cormier		819
Ebène	1.120 à	1.200
Erable	560 à	840
Frêne		840
Gaïac		1.339
Hêtre		800
Hêtre (un an de coupe)		660
Mélèze	540 à	600
Orme	540 à	630
Peuplier		390
Pin rouge		660
Pin du Nord		740
Platane		650
Poirier	700 à	840
Pommier	730 à	800
Sapin		450
Teak		860
Liège		**240**

Table du poids d'un mètre carré de feuille de tôle en fer laminé, cuivre rouge, plomb, zinc, étain et argent.

Épaisseur des feuilles	TÔLE	CUIVRE rouge	PLOMB	ZINC	ÉTAIN	ARGENT
millim.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.	kil.
1/4	1,947	2,197	2,838	1,715	1,825	2,652
1/2	3,894	4,394	5,676	3,430	3,650	5,305
1	7,788	8,788	11,352	6,861	7,300	10,610
2	15,576	17,576	22,704	13,722	14,600	21,220
3	23,364	26,364	34,056	20,583	21,900	31,830
4	31,154	35,152	45,408	27,444	29,200	42,440
5	38,940	43,940	56,760	34,305	36,500	53,050
6	46,728	52,728	68,112	41,166	43,800	63,660
7	54,516	61,516	79,464	48,027	51,100	74,270
8	62,304	70,304	90,816	54,888	58,400	84,880
9	70,092	79,092	102,168	61,749	65,700	95,490
10	77,880	87,880	113,520	68,610	73,000	106,100
11	85,668	96,668	124,872	75,471	80,300	116,710
12	93,456	105,456	136,224	82,332	87,600	127,320
13	101,244	114,244	147,576	89,193	94,900	137,930
14	109,032	123,032	158,928	96,054	102,200	148,540
15	116,820	131,820	170,280	102,915	109,500	159,150
16	124,608	140,608	181,632	109,776	116,800	169,760
17	132,396	149,396	192,984	116,637	124,100	180,370
18	140,184	158,184	204,336	123,498	131,400	190,980
19	147,972	166,972	215,688	130,359	138,700	201,590
20	155,760	175,760	227,040	137,220	146,000	212,200

Numéros et poids des feuilles de zinc laminé.

NUMÉROS	ÉPAISSEUR en millim.	POIDS au mèt. carr.	NUMÉROS	ÉPAISSEUR en millim.	POIDS au mèt. carr.
	millim.	kilogr.		millim.	kilogr.
10	0,50	3,50	18	1,34	9,38
11	0,58	4,06	19	1,47	10,29
12	0,66	4,62	20	1,60	11,20
13	0,74	5,18	21	1,78	12,46
14	0,82	5,74	22	1,96	13,72
15	0,95	6,65	23	2,14	14,98
16	1,08	7,56	24	2,32	16,24
17	1,21	8,47	25	2,50	17,50

Les feuilles se vendent par longueurs de 2 mètres et par largeurs de 0^m,50, 0^m,65, 0^m,80 et 1 mètre.

Poids des fers carrés, ronds, depuis 1 millimètre jusqu'à 105 millimètres de grosseur pour 1 mètre de longueur.

DIMENSIONS	FERS carrés	FERS ronds	DIMENSIONS	FERS carrés	FERS ronds	DIMENSIONS	FERS carrés	FERS ronds
mill.	kil. gr.	kil. gr.	mil.	kil. gr.	kil. gr.	mil.	kil. gr.	kil. gr.
1	0 008	0 006	36	10 093	7 930	71	39 259	30 846
2	0 031	0 024	37	10 662	8 377	72	40 373	31 721
3	0 070	0 055	38	11 246	8 836	73	41 502	32 548
4	0 125	0 098	39	11 806	9 307	74	42 647	33 508
5	0 195	0 158	**40**	12 461	9 791	**75**	43 806	34 119
6	0 280	0 220	41	13 092	10 280	76	44 983	35 343
7	0 382	0 300	42	13 738	10 794	77	46 176	36 280
8	0 498	0 392	43	14 400	11 314	78	47 382	37 228
9	0 631	0 496	44	15 078	11 846	79	48 605	38 189
10	0 779	0 612	**45**	15 771	12 391	**80**	49 843	39 162
11	0 942	0 740	46	16 479	12 948	81	51 097	40 147
12	1 121	0 881	47	17 204	13 517	82	52 367	41 144
13	1 316	1 034	48	17 944	14 098	83	53 632	42 154
14	1 526	1 199	49	18 699	14 692	84	54 952	43 176
15	1 752	1 377	**50**	19 470	15 296	**85**	56 208	44 210
16	1 994	1 566	51	20 257	15 916	86	57 600	45 256
17	2 251	1 768	52	21 059	16 546	87	58 947	46 315
18	2 523	1 983	53	21 878	17 183	88	60 310	47 386
19	2 811	2 209	54	22 710	17 843	89	61 689	48 469
20	3 115	2 448	**55**	23 559	18 510	**90**	63 088	49 563
21	3 435	2 698	56	24 423	19 189	91	64 486	50 671
22	3 769	2 962	57	25 303	19 881	92	65 918	51 791
23	4 120	3 237	58	26 199	20 584	93	67 358	52 923
24	4 486	3 525	59	27 110	21 300	94	68 815	54 067
25	4 868	3 824	**60**	28 036	22 028	**95**	70 287	55 224
26	5 265	4 136	61	28 979	22 769	96	71 774	56 393
27	5 677	4 461	62	29 937	23 521	97	73 262	57 574
28	6 106	4 797	63	30 911	24 286	98	74 776	58 644
29	6 550	5 146	64	31 900	25 063	99	76 330	59 972
30	7 009	5 507	**65**	32 884	25 853	**100**	77 880	61 190
31	7 484	5 880	66	33 925	26 654	101	79 445	62 420
32	7 975	6 266	67	34 960	27 468	102	81 026	63 662
33	8 481	6 664	68	36 012	28 294	103	82 623	64 916
34	9 003	7 074	69	37 079	29 133	104	84 235	66 133
35	9 540	7 496	**70**	38 161	29 983	**105**	85 863	67 462

TABLES DIVERSES.

Météorologie.

Hauteur moyenne de la colonne barométrique aux diverses altitudes.

Altitude.	Hauteur barométr.	Altitude.	Hauteur barométr.
0 mètre	762 millimètres	1.147 mètres	660 millimètres
21 mètres	760	1.269	650
127	750	1.393	640
234	740	1.519	630
342	730	1.647	620
453	720	1.777	610
564	710	1.909	600
678	700	2.043	590
793	690	2.180	580
909	680	2.318	570
1.027	670	2.460	560

Températures.

Température moyenne de Paris, 10°,7.

La plus basse température connue à Paris a été de — 23°,5 le 25 janvier 1795.

A 0m,30, de profondeur dans le sol, les oscillations de température se font peu sentir et, à 1 mètre, elles sont insensibles.

Thermomètre Réaumur : le 0° correspond au 0° du centigrade, et le 80° correspond à 100° centigrades ; les nombres de degrés sont donc dans le rapport de 4 à 5.

Thermomètre Fahrenheit : le 32° correspond au 0° du centigrade, et le 212° à 100° centigrades ; en retranchant 32 d'un nombre de degrés Fahrenheit, le nombre restant sera au nombre correspondant de degrés centigrades dans le rapport de 9 à 5.

Vitesses du son et de la lumière.

Vitesse du son à la seconde : 337 mètres dans l'air, 1.435 mètres dans l'eau, 3.500 mètres dans la fonte.

Vitesse de la lumière à la seconde : 300.000 kilomètres.

Pression des vents par mètre carré.

	A la seconde	par m. carré.
Vent frais convenable pour les moulins, vitesse.	7m	6k
Vent très fort	15m	30k
Tempête	24m	78k
Grand ouragan	45m	275k

Neige.

Une hauteur de neige est l'équivalent en poids d'une hauteur d'eau 10 fois moindre. — Pour 0m,25 de neige, c'est donc une surcharge de 25 kilogrammes par mètre carré pour les couvertures.

Points de fusion.

Acier	1400°	Cuivre	1093°
Alcool absolu	—90°	Etain	226°
Alliages :		Fer doux	1500°
1 plomb, 1 étain	241°	Fonte de fer 1050 à	1200°
1 plomb, 3 étain	186°	Huile d'olive	2°,5
1 plomb, 5 étain	194°	Huile de palme	29°
2 plomb, 9 étain, 1 zinc	168°	Iode	113°,5
Alliage de Darcet :		Mercure	—38°,5
5 plomb, 3 étain, 8 bismuth	94°	Or	1035°
Aluminium	625°	Phosphore	44°
Antimoine	440°	Platine	1775°
Argent	1040°	Plomb	335°
Arsenic	410°	Soufre	114°
Beurre	30°	Stéarine	61°
Bismuth	265°	Sucre de canne	160°
Bronze	900°	Suif	33°
Camphre	195°	Zinc	412°
Cire blanche	68°		

Points d'ébullition.

Acide acétique	120°	Essence de térébenthine	157°
— azotique ordinaire	86°	Ether sulfurique	35°,5
— carbonique	—78°	Huile de lin	387°
— chlorhydrique	110°	Iode	200°
— sulfureux	—10°	Mercure	357°,2
— sulfurique (monohyd.)	338°	Nitrobenzine	213°
Alcool	78°	Pétrole	106°
Benzine	80°,4	Phosphore	290°
Brome	63°	Potasse caustique	175°
Camphre	215°	Soufre	448°,3
Sel marin saturé	108°	Sulfure de carbone	48°
Créosote	203°	Zinc	929°
Eau de mer	103°,7		

Coefficients de dilatation linéaire.

Acier	0,000011	Fonte	0,000011
Argent	0,000020	Granite	0,000008
Bois de sapin	0,000005	Gypse	0,000014
Briques	0,000005	Pierre calcaire à bâtir	0,000005
Charbon de bois	0,000011	Plomb	0,000029
Ciment romain	0,000014	Terre cuite	0,000005
Cuivre jaune	0,000019	Verre	0,000009
Fer	0,000012	Zinc	0,000030
Fil de fer	0,000014		

EXTRAIT DU CATALOGUE

DE LA LIBRAIRIE

H. DUNOD & E. PINAT

ÉDITEURS DE SCIENCES INDUSTRIELLES

Quai des Grands-Augustins, 47 et 49

Téléphone : Gobelins 19-38

PARIS-VIe

OCTOBRE 1917

Le catalogue complet est envoyé gratuitement, ainsi que des renseignements ou prospectus détaillés sur les livres indiqués dans cette nomenclature sommaire.

CONDITIONS. — Envoi des livres franco de port en France contre mandat-poste. Pour l'étranger, ajouter 10 °/₀ en plus pour le port par poste en paquets recommandés et joindre à la demande un mandat-poste ou un chèque sur Paris. Nos clients en compte règlent leurs commandes trimestriellement et nous leur accordons, en outre, des facilités de paiement pour les demandes importantes. L'avantage d'un compte est obtenu à la suite de quelques commandes payées au comptant.

Nous fournissons aussi tous les livres français d'autres éditeurs, ainsi que les ouvrages anglais, américains, italiens et espagnols.

TABLE DES MATIÈRES

Majoration temporaire de 10 0/0 sur les prix du présent catalogue. (*Décision du Syndicat des Éditeurs du 27 juin* 1917.)

GÉNÉRALITÉS SUR L'ART DE L'INGÉNIEUR

I. — MATHÉMATIQUES

Cours d'arithmétique, PHILIPPE et DAUCHY. In-16 ..... 4 fr. 75
Problèmes et exercices d'arithmétique, avec solutions, PHILIPPE et DAUCHY. In-16, avec fig. ..... 6 fr.
Éléments d'algèbre, PHILIPPE et DAUCHY. In-16, avec fig. 3 fr. 50
Cours de géométrie, PHILIPPE et FROUMENTY. 2 vol. in-16, avec 400 et 386 fig. ..... 8 fr.
Notions élémentaires de géométrie descriptive appliquée au dessin, HARANG et BEAUFILS. In-16, avec 142 fig. ..... 2 fr. 50
Mathématiques, DARIÈS. 2e édit. In-16, avec 310 fig. ..... 12 fr.
Les mathématiques après l'école primaire, TRIPARD. In-16, avec figures ..... 5 fr.
Tables trigonométriques centésimales, précédées des logarithmes des nombres de 1 à 100.000, SANGUET. In-8° ..... 7 fr.
Tableaux graphiques des valeurs relatives des divisions de la circonférence dans le système centésimal et le système sexagésimal, SIMON. In-8° ..... 2 fr. 75

II. — DESSIN

Travaux graphiques, JAULIN. In-16, avec 739 fig et 8 pl. ..... 12 fr.
Cours de dessin industriel, DUPUIS et LOMBARD.
TOME I. — *Introduction.* In-4°, avec 395 fig. et 3 pl. ..... 5 fr.
TOME II. — *Technique.* In-4°, avec 280 fig. et 17 pl. ..... 5 fr.
TOME III. — *Planches d'exécution.* In-4° de 32 pl ..... 5 fr.
Le dessin et la composition décorative appliqués aux industries d'art, COUTY. In-16, avec 462 fig ..... 6 fr. 50
L'outillage du dessinateur industriel, ESCARD. In-4°, avec 372 fig ..... 8 fr.
L'art appliqué aux métiers, MAGNE.
I. — *Décor de la pierre.* In-8°, avec 140 fig ..... 6 fr.
II. — *Décor de la terre.* In-8°, avec 130 fig. ..... 6 fr.
III. — *Décor du verre.* In-8°, avec 139 fig ..... 6 fr.
IV. — *Décor du fer.* In-8°, avec fig. ..... 6 fr.
La décoration à travers les âges, TUBEUF. In-8°, avec 24 pl. en couleur et 168 en noir ..... 30 fr.

III. — ORGANISATION. — FORMULAIRES

La Technique moderne, *publication bi-mensuelle illustrée* ... 20 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
L'Ouvrier moderne, *publication mensuelle illustrée* ..... 8 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
Le progrès industriel français de l'après-guerre, SIDERSKY. In-8° ..... 1 fr. 50

Construction et installation modernes des ateliers et usines, RAZOUS. In-8°, avec 304 figures .... 15 fr.
Organisation de la recherche scientifique, LE CHATELIER. In-4° .... 1 fr. 50
Principes d'organisation scientifique des usines, TAYLOR. In-8° .... 2 fr.
Organisation scientifique, TAYLOR. In-4°, avec fig. .... 4 fr. 50
La direction des ateliers, TAYLOR. In-8°, avec fig. .... 6 fr.
Administration industrielle et générale, FAYOL. In-8° .... 3 fr. 50
L'organisation industrielle de l'Allemagne, SOUBRIER. In-8°. .... 1 fr.
Le facteur humain dans l'organisation du travail, HARTNESS. In-8° .... 3 fr.
Organisation physiologique du travail, AMAR. In-8°, avec 134 figures .... 18 fr.
Le moteur humain et les bases scientifiques du travail professionnel, AMAR. In-16, avec 308 fig .... 12 fr. 50
La prothèse et le travail des mutilés, AMAR. In-8° .... 1 fr.
La rééducation et la réadaptation au travail des blessés et des mutilés de la guerre. *Conférence* 1915, BORNE. In-4° .... 1 fr. 50
La technique des affaires, L. CHAMBONNAUD (voir détail p. LXIV).
Aide-mémoire des ingénieurs, architectes, entrepreneurs, conducteurs, agents voyers, dessinateurs, CLAUDEL et DARIÈS.
Partie théorique : Introduction à la science de l'ingénieur. 8e édit. 2 vol. in-8°, avec 1.710 fig. et 2 pl. .... 28 fr.
Partie pratique : Formules, tables et renseignements usuels. 11e édit. 2 vol. in-8°, avec 1.230 fig. et 1 pl .... 35 fr.
Formules, recettes, procédés à l'usage des ingénieurs, FRANÇOIS. In-8°, avec 127 fig. .... 10 fr.
Formulaire du candidat ingénieur, PERCHERON. 2e édit. .... 4 fr. 50
Formulaire des Centraux, J.-B. 3e édit. In-16, avec fig... .... 7 fr. 50
Mille et un secrets d'ateliers, BOURDAIS. 11e édit. In-16. .... 4 fr. 50
Livre d'or des connaissances utiles, BOURDAIS. In-16.... .... 3 fr. 50
Les inventions industrielles à réaliser, MICHEL. 3e édit. In-8°. .... 3 fr.
Mesures et essais industriels, MONTPELLIER et ALIAMET.
TOME I. — *Instruments et méthodes de mesure des grandeurs fondamentales, géométriques et mécaniques.* In-8°, avec 275 fig .... 17 fr.
TOME II. — *Instruments et méthodes de mesure des quantités magnétiques.* In-8°, avec 73 fig .... 6 fr.
TOME III. — *Mesures électriques industrielles, instruments et méthodes de mesure.* In-8°, avec 328 fig. .... 18 fr.
Les déchets industriels, RAZOUS. In-8°, avec 101 fig .... 12 fr. 50
Dictionnaire des termes techniques employés dans les sciences et dans l'industrie, DE GRAFFIGNY. 2e édit. In-16 .... 12 fr. 50
Dictionnaire allemand-français et français-allemand des termes et locutions scientifiques, CORNUBERT. In-8° .... 9 fr.

IV. — ÉCONOMIE. — LÉGISLATION

Les leçons économiques de la guerre, ORRIER. In-8° .... 2 fr. 50
Économie politique et statistique, LORDIER. In-16 .... 10 fr.
La production industrielle intensive, DE FLEURY. In-8° .... 3 fr.

Philosophie des structures dans l'architecture et dans l'art de l'ingénieur, Cardellach et Jaussely. In-8°.............. 7 fr. 50
Étude sur l'architecture lombarde et sur les origines de l'architecture romano-byzantine, de Dartein. In-4°, avec atlas.. 150 fr.
Édifices publics, Guillot. In-16, avec 615 fig............ 18 fr.
Petits édifices communaux, Chabanier. 32 pl............. 50 fr.
Comment construire une villa. *La construction à la portée de tous*, Guillot. 2e édit. In-8°, avec 474 fig. et 1 pl............ 8 fr.
Les habitations à bon marché. *Eléments de construction moderne*, Franche. 2e édit. In-8°, avec 657 fig................. 10 fr.
Petites constructions françaises, par un Comité d'architectes. 4 vol. contenant 400 planches en couleur .... 120 fr.
Petites maisons modernes de ville et de campagne récemment construites, Rivoalen. In-4° de 216 pl. avec texte.......... 40 fr.
Maisons de rapport et de commerce récemment construites, Rivoalen, In-4°, avec 360 pl. et dessins .... 60 fr.
Devantures de boutiques et installations de magasins. In-4°. 48 fr.
Plantations d'alignement, promenades, parcs et jardins publics, Lefebvre. In-16°, avec 336 fig. et 1 pl................. 11 fr.
Architecture des jardins, Darcel. In-4°, avec 5 pl .... 15 fr.
Inspection et administration des abattoirs. Installation des marchés aux bestiaux, Martel, de Loverdo et Mallet. In-8°, avec 110 fig. et 8 pl. en couleurs........................ 22 fr. 50
Sanatoriums et hôpitaux, Turin. In-8°, avec 92 fig..... 7 fr. 50
L'hygiène dans la construction et l'habitation. La maison salubre, Guillot. In-8°, avec 172 fig........................ 12 fr.
Réglementation des habitations à bon marché, Bonnevay. In-8°.. 3 fr. 50

II. — GÉNÉRALITÉS SUR LA CONSTRUCTION

Agenda Dunod. Travaux publics, Aucamus. 37e édit. In-12. 3 fr.
Agenda Dunod. Bâtiment, Aucamus. 37e édit. In-12....... 3 fr.
Congrès national des travaux publics français 1912. Rapports. In-8°, avec fig. et pl .... 20 fr.
Pratique de l'art de construire, Claudel, Laroque et Dariès. 7e édit. In-8°, avec 1.162 fig .... 22 fr.
Outillage et organisation des chantiers de travaux publics, Debauve. In-8°, avec atlas .... 30 fr.
Devis et évaluations des travaux publics et des constructions civiles, Bonnal et Dardart. In-16, avec 37 fig................ 15 fr.
Législation du bâtiment, Courcelle et Lemaitre. In-16.... 15 fr.
De la responsabilité décennale des constructeurs, Guillot. In-8°.. 2 fr. 50
Clauses et conditions générales imposées aux entrepreneurs, Lefebvre et Bassompierre-Sewrin. In-4° .... 30 fr.
Des difficultés entre propriétaires et locataires, Guillot. In-8°.. 3 fr. 50

III. — MATÉRIAUX DE CONSTRUCTION

Commission des méthodes d'essai des matériaux de construction. Travaux de la deuxième session.
TOME I. — *Documents généraux*. In-4°, avec fig. . . . . . 3 fr.
TOME II. — *Rapports particuliers. Métaux*. In-4°, avec fig. et 46 pl . . . . 25 fr.
TOME III. — *Rapports particuliers. Autres matériaux*. In-4°, avec fig . . . . 17 fr.
Les matériaux de construction, DEBAUVE. In-8°, avec 174 fig. et atlas de 30 pl . . . . 35 fr.
Matériaux de construction et leur emploi, OSLET. In-4°, avec 643 fig . . . . 21 fr.
Bois et métaux, AUCAMUS. In-16, avec 288 fig . . . . 8 fr.
Chimie et physique appliquées aux travaux publics (Analyses et essais des matériaux de construction), MALETTE. In-16. . . . . 12 fr.
Résistance des matériaux appliquée aux constructions, ARAGON. 3 vol. in-16, avec 387, 370 et 252 fig . . . . 40 fr.
Résistance des matériaux, COLLIGNON. In-8°, avec 385 fig. 13 fr.
Statique graphique élémentaire et notions de résistance des matériaux, DARRAS. In-8°, avec 156 fig. . . . . 7 fr. 50
Traité élémentaire et pratique de la résistance des matériaux et de la stabilité des constructions, DE VILLIERS. In-8°, avec 61 fig. 9 fr.

IV. — TERRASSEMENTS. — FONDATIONS MAÇONNERIES

Tracé et terrassements, FRICK. In-16, avec 346 fig. . . . . 15 fr.
Sondages, terrassements, dragages, DEBAUVE. In-8°, avec 141 fig. et atlas de 27 pl. . . . . 25 fr.
Fouilles et fondations, FRICK. In-16, avec 350 fig. . . . . 12 fr.
Métré et attachements de terrasse, MOUREL-MAILLARD. In-4°, avec 287 fig. et 4 pl. . . . . 12 fr. 50
Fondations, DEBAUVE. In-8°, avec 148 fig. et 43 pl. . . . . 35 fr.
Traité des fondations, mortiers, maçonneries, OSLET et CHAIX. In-4°, avec 644 fig. . . . . 22 fr. 50
Maçonneries, SIMONET. In-8°, avec 102 fig . . . . 10 fr.
Traité de la coupe des pierres, DOULIOT. In-4°, avec atlas . . . 30 fr.
Traité de coupe de pierres, CHAIX. In-4°, avec 791 fig. . . 17 fr. 50
Album du cours de stéréotomie (*Charpente et coupe de pierres*), LÉVI. 34 pl. in-folio . . . . 9 fr.
La marbrerie, DARRAS. In-8°, avec 151 fig. . . . . 15 fr.
Carrelages et faïences, MOULINEY. In-4°, avec 157 fig . . . . . . 9 fr.
Métré et attachements de maçonnerie, carrelages, ciments et égouts, MOUREL-MAILLARD et DANCHAUD. 3 vol. in-4°. . . . . 72 fr. 50

V. — CIMENT ARMÉ

Aide-mémoire de l'ingénieur-constructeur de béton armé, Braive. In-8°, avec fig .... 15 fr.
Le béton armé à la portée de tous, Malphettes. In-8°, avec 101 fig .... 12 fr.
Pratique de la construction en béton et mortier de ciment armés ou non armés, Taylor, Thompson et Darras. In-8°, avec 139 fig. .... 27 fr. 50
Cours de béton armé, Mesnager. In-4°, avec 109 fig .... 15 fr.
Commission du ciment armé. *Expériences, rapports et propositions. Instructions ministérielles relatives à l'emploi du béton armé.* In-4°, avec fig. et 7 pl .... 27 fr. 50
Calcul du béton armé, Aubry. In-8°, avec 184 fig. et atlas .. 20 fr.
Calcul du béton armé avec barèmes pour en déterminer les dimensions, Nivet. 2e édit. In-8°, avec 45 fig .... 7 fr. 50

VI. — CHARPENTE. — COUVERTURE. — MENUISERIE

Traité de charpente en bois et en fer, Oslet.
Tome I. — *Charpente en bois.* In-4°, avec 1.063 fig .... 17 fr.
Tome II. — *Charpente en fer.* In-4°, avec 1.620 fig...... 26 fr.
Tome III. — *Serrurerie, quincaillerie et petite charpenterie en fer.* In-4°, avec 1.721 fig.............................. 30 fr.
Charpente et couverture, Aldebert et Aucamus. In-16, avec 421 fig.. 10 fr.
Couverture, Oslet. In-4°, avec 2.977 fig................. 35 fr.
Métré de couverture et série de prix des ouvrages de couverture, Oslet, Lascombe et Cordeau. In-4°, avec 610 fig........ 25 fr.
Cours de technologie, Lombard et Masviel.
Tome I. — *Bois : généralités.* In-4°, avec 358 fig..... 4 fr. 50
Tome II. — *Bois : travail mécanique.* In-4°, avec 285 fig.. 5 fr.
Traité de menuiserie, Oslet et Jeannin.
Tome I. — *Menuiserie (Généralités. Menuiserie de bâtiments d'habitation. Escaliers. Boutiques).* In-4°, avec 937 fig.. 18 fr.
Tome II. — *Métré de menuiserie.* In-4°, avec 217 fig..... 12 fr.
Tome III. — *Menuiserie (Installations diverses. Ébénisterie et Layetterie).* In-4°, avec 812 fig .... 20 fr.
Nouveau vignole des menuisiers, Coulon. In-4°, avec atlas.. 20 fr.
Menuiserie, serrurerie, plomberie, peinture et vitrerie, Aucamus. In-16, avec 204 fig .... 10 fr.
Industrie du meuble, Boison. In-16, avec 185 fig .... 4 fr. 50
Manuel du tapissier-garnisseur, Boisard. In-16, avec fig... 6 fr.

VII. — SERRURERIE. — PLOMBERIE. — CHAUFFAGE FUMISTERIE. — PEINTURE

Manuel de serrurerie, Henriet. In-8°, avec 232 fig..... 4 fr. 50
Métré de serrurerie et de quincaillerie, charpente en fer, ferronnerie et grillage, Guillaume. In-4°, avec 519 fig........... 20 fr.

Constructions des souterrains, DEBAUVE. In-8°, avec 14 pl... 10 fr.
Tunnel sous-marin entre la France et l'Angleterre, THOMÉ DE GAMOND. In-4°, avec 2 cartes et 1 pl.................. 20 fr.
Projet de tunnel transmarin pour la traversée de la Manche, CASTANIER. In-4°, avec 8 pl.......................... 12 fr. 50

X. — NAVIGATION. — PORTS

Bulletin hebdomadaire de la navigation et des ports maritimes. Abonnement annuel.............................. 16 fr.
Traité des rivières, BERTHOT. In-4°, avec 674 fig........... 30 fr.
Des rivières comme moyen de transport, DEBAUVE. In-8°, avec atlas de 26 planches.............................. 16 fr.
Canaux et rivières canalisées, CUENOT. In-16, avec 459 fig.. 20 fr.
Traité des canaux, BERTHOT. In-4° avec 988 fig.......... 32 fr.
Les canaux, DEBAUVE. In-8°, avec atlas de 32 pl .... 18 fr.
Le port de Paris et ses affluents commerciaux, LEMARCHAND. In-16.. 6 fr.
Ports maritimes, DE CORDEMOY. 2 vol. in-16, avec 687 fig... 30 fr.
Exploitation des ports maritimes, DE CORDEMOY. In-16, avec 175 fig.. 15 fr.
Les ports maritimes, DEBAUVE. Gr. in-8° et atlas de 71 pl ... 26 fr.
Les ports maritimes de l'Amérique du Nord sur l'Atlantique, QUINETTE DE ROCHEMONT et VÉTILLART.
TOME I. — *Les ports canadiens*. In-8°, avec atlas de 13 pl. 18 fr.
TOME II. — *Voies navigables et ports aux Etats-Unis*. Régime administratif. In-8° .... 15 fr.
TOME III. — *Voies navigables et ports aux Etats-Unis*. Travaux. In-8°, avec atlas in-4° de 48 pl., dont 34 en couleurs... 40 fr.

XI. — TOPOGRAPHIE. — ROUTES

Topographie appliquée aux travaux publics, PRÉVOT.
TOME I. — *Instruments*. In-16, avec 272 fig. et 1 pl .... 12 fr.
TOME II. — *Méthodes*. In-16, avec 262 fig. et 5 pl........ 15 fr.
Sur le terrain, *topographie usuelle,* LIGER. In-8°, avec 51 fig.. 2 fr. 50
Construction et entretien des routes et chemins, DEBAUVE. 2e édit. In-8°, avec 187 fig. et 2 pl......................... 18 fr.
Routes et chemins vicinaux, ROUX. In-16, avec 279 fig..... 12 fr.
La route moderne, VINSONNEAU. In-8°, avec 24 fig......... 6 fr.
Voie publique, LEFEBVRE. In-16, avec 140 fig............. 12 fr.
Ponts et chaussées et chemins vicinaux. Instruction générale pour le service courant. In-16....................... 4 fr. 50
Petit guide pour l'extension du système des rechargements généraux cylindrés, DUPIN. In-16, avec fig................. 7 fr.
Manuel des cantonniers, CATTIN et AURIOL. In-16....... 2 fr. 50

Aperçus historiques sur les voies de terre, PONS. In-8° ..... 6 fr.
Législation de la voirie et du roulage, COURCELLE. In-16 .... 12 fr.

XII. — CHEMINS DE FER

Revue générale des chemins de fer et des tramways, *revue mensuelle illustrée* ..... 25 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
Agenda Dunod. Chemins de fer, BLANC. 36e édit. In-12 ..... 3 fr.
Traité des chemins de fer, MOREAU.
TOME I. — *Généralités et infrastructure.* In-4°, avec 513 fig. ..... 17 fr. 50
TOME II. — *Superstructure.* In-4°, avec 1.284 fig. ..... 25 fr.
TOME III. — *Matériel roulant et traction.* In-4°, avec 1.987 fig. ..... 30 fr.
TOME IV. — *Locomotives compound et étrangères. Freins, chauffage, éclairage, ventilation.* In-4°, avec 1.362 fig. .... 27 fr. 50
TOME V. — *Exploitation. Statistique.* In-4°, avec 980 fig. . 35 fr.
TOME VI. — *Chemins de fer secondaires.* In-4°, avec 975 fig ..... 30 fr.
Exploitation technique des chemins de fer, GALINE. In-16, avec 309 fig ..... 16 fr.
Tables trigonométriques pour le tracé des courbes de chemins de fer, routes et canaux, GAUNIN. Nouv. édit. In-8°, avec fig. ... 12 fr.
Chemins de fer. — Construction et voie, SIROT. In-16, avec 270 fig. et 12 pl ..... 12 fr. 50
Guide élémentaire du conducteur de travaux de chemins de fer, MARRY. In-8°, avec 177 fig. et 3 pl. ..... 7 fr. 50
Manuel pratique des poseurs de voies de chemins de fer, SALIN et GARDELLE. 4e édit. In-16, avec 109 fig. et 1 pl. ..... 3 fr. 50
Locomotive et matériel roulant, DEMOULIN. In-16, avec 215 fig. et 11 pl. ..... 12 fr.
Le mécanicien de chemin de fer, GUÉDON. 2e édition. In-8°, avec 224 fig. ..... 7 fr. 50
Les locomotives à l'Exposition de 1900, BARBIER et GODFERNAUX. In-4°, avec 124 fig. et 73 pl. ..... 30 fr.
Exploitation commerciale des chemins de fer, BONNAL. In-16, avec 235 fig ..... 16 fr.
Les chemins de fer coloniaux français, GODFERNAUX. In-4°, avec 206 fig. et cartes. ..... 27 fr.
Les chemins de fer chinois, CHARIGNON. In-8°, avec 22 cartes 20 fr.
Les transports en commun à Paris, BROUSSE et BASSÈDE. 2 vol. in-8°, avec 18 fig ..... 9 fr.
Tramways et automobiles, AUCAMUS. 2e édit. In-16, avec 380 fig ..... 15 fr.
L'État et les Compagnies de chemins de fer, THOMAS. In-8° . 6 fr.
Législation des chemins de fer et des tramways, THÉVENEZ. In-16 ..... 10 fr.
Contrôle des chemins de fer et des tramways, DE LA RUELLE. In-8° ..... 12 fr.

Cahiers des charges unifiés des Compagnies de chemin de fer français et spécifications allemandes, anglaises, américaines et belges concernant les fers, fontes et aciers, Blanc. *(En réimpression).*

XIII — HYDRAULIQUE. — DISTRIBUTIONS D'EAU ASSAINISSEMENT

Précis d'hydraulique, Dariès. In-8°, avec 89 fig........... 6 fr.
Hydraulique, Collignon. 3e édit. In-8°, avec 260 fig...... 13 fr.
Recherches hydrauliques, Darcy et Bazin. 2 vol. in-4° et 2 atlas de 33 pl.. 55 fr.
Expériences nouvelles sur l'écoulement en déversoir, Bazin. In-8°, avec fig. et pl.................................. 12 fr. 50
Les coups de bélier dans les conduites forcées, Jouguet, Rateau et de Sparre. In-8°, avec fig. et pl...................... 7 fr.
Distributions d'eau, Dariès. In-16, avec 400 fig........... 15 fr.
Distributions d'eau, Debauve et Imbeaux. 3e édit. 3 vol. in-8°, avec 657 fig. et atlas in-4° de 72 pl.................. 75 fr.
Les sourciers et leurs procédés. *La baguette, le pendule*, Mager. In-8°, avec 107 fig.................................. 4 fr. 50
Assainissement des villes par l'eau, les égouts, les irrigations, Mille. In-8°, avec 9 pl.................................. 25 fr.
Assainissement des villes et égouts de Paris, Wéry. In-16, avec 434 fig.. 18 fr.
Les égouts et les vidanges de Paris, Belgrand. In-8°, avec fig. et atlas in-folio de 16 pl. et cartes...................... 50 fr.

XIV. — ADMINISTRATION DES TRAVAUX PUBLICS

Dictionnaire administratif des travaux publics, Debauve. 4e édit. 5 vol. in-8°.. 85 fr.
Le IVe volume (1er supplément) comprend les documents de 1892 à 1903 et se vend séparément................. 10 fr.
Le Ve volume, par Courcelle (2e supplément), comprend les documents de 1903 à 1913 et se vend séparément...... 25 fr.
Droit administratif, Touzac. In-16......................... 9 fr.
Exécution des travaux publics, Dardart. In-16........... 12 fr.
Organisation des services de travaux publics en France, Campredon. In-16.. 8 fr.
Comptabilité des travaux publics et tenue des bureaux des services des Ponts et Chaussées, Herbert. In-16................ 12 fr.
Occupations temporaires. *Commentaires de la loi du* 29 *décembre* 1892 *sur les dommages causés à la propriété privée par l'exécution des travaux publics*, Plonquet. In-8°...... 3 fr. 50
Canalisations d'éclairage, *réglementation et jurisprudence*, Remaury. In-8°.. 6 fr.
Législation des eaux, Courcelle et Dardart. In-16....... 15 fr

ÉLECTRICITÉ. — TÉLÉGRAPHIE. — TÉLÉPHONIE

I. — ÉLECTRICITÉ

L'Électricien, *revue hebdomadaire illustrée* .... 20 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
Agenda Dunod. Électricité, MONTPELLIER. 38e édit. In-12... 3 fr.
L'essor des industries électriques en France après la guerre, SOUBRIER. (*Sous presse.*)
Principes d'électricité industrielle, FRANÇON. In-8°, avec 171 fig .... 5 fr.
Qu'est-ce que l'électricité? Qu'est-ce que le magnétisme? DESPAUX. In-8° .... 7 fr. 50
État actuel de la science électrique, DEVAUX-CHARBONNEL. In-8°, avec 343 fig.. 20 fr.
Électricité, DACREMONT.
I. — *Théorie et production.* In-16, avec 276 fig.......... 12 fr.
II. — *Applications industrielles.* In-16, avec 321 fig .... 12 fr.
L'électrotechnique *exposée à l'aide des mathématiques élémentaires,* PAQUET, DOCQUIER et MONTPELLIER.
TOME I. — *L'énergie et ses transformations. Phénomènes magnétiques, électriques et électromagnétiques. Mesures usuelles.* In-8°, avec 194 fig............................ 7 fr. 50
TOME II. — *Production de l'énergie électrique.* In-8°, avec 546 fig .... 15 fr.
Cours élémentaire d'électricité industrielle, ROBERJOT. In-16, avec 368 fig.................................... 4 fr. 50
Travaux pratiques d'électricité industrielle, ROBERJOT.
TOME I. — *Mesures industrielles.* In-16, avec 258 fig..... 3 fr.
TOME II. — *Etude des machines électriques. Propriétés. Essais.* In-16, avec 227 figures........................ 3 fr. 50
TOME III. — *Installations intérieures.* In-16, avec 496 fig.. 6 fr.
L'électricité à la portée de tout le monde, CLAUDE. 7e édit. In-8°, avec 236 fig.................................... 7 fr. 50
L'électricité industrielle mise à la portée de l'ouvrier, ROSENBERG et MAUDUIT. 4e édit. In-16, avec 325 fig............ 8 fr. 50
Manuel pratique de l'ouvrier électricien-mécanicien, SCHULZ et MONTPELLIER. In-8°, avec 175 figures................. 6 fr.
Guide élémentaire du monteur électricien, GAISBERG et BOISTEL. In-8°, avec 206 figures .... 6 fr.
Technique du métier d'électricien, CAILLAULT. In-16, avec 280 fig .... 6 fr.
L'électricité domestique, MIS. In-16, avec 151 fig ...... 2 fr. 50
L'électricien amateur à l'entraînement, MIS. In-16, avec 63 fig .... 2 fr. 50
Installations électriques de force et lumière. *Schémas de connexions,* CURCHOD. 3e édit. In-8°, avec 80 pl............ 7 fr. 50

Les maladies des machines électriques, SCHULZ et HALPHEN. In-16, avec 42 fig. 2e édit. . . . . 2 fr. 50
Recueil de problèmes avec solutions sur l'électricité et ses applications pratiques, VIEWEGER et CAPART. 3e édit. In-8°, avec 209 fig. et 2 pl . . . . 9 fr.
Théorie et calcul des phénomènes électriques de transition et des oscillations, STEINMETZ et BUNET. In-8°, avec 102 fig. . . . . 22 fr.
Manipulations et études électrotechniques, BARBILLION. In-8°, avec 162 fig . . . . 12 fr. 50
Unités électriques, DE BAILLEHACHE. In-8° . . . . 6 fr.
Électrotechnique appliquée. Machines électriques, MAUDUIT. In-8°, avec 566 fig. . . . . 25 fr.
Moteurs électriques à courant continu et alternatif, HOBART et ACHARD. Gr. in-8°, avec 526 fig. et 2 pl. . . . . 25 fr.
Génératrices électriques à courant continu, HOBART et ACHARD. Gr. in-8°, avec 141 fig. . . . . 15 fr.
Les dynamos, MONTPELLIER. In-8°, avec 305 fig. . . . . 16 fr.
Recherches expérimentales et théoriques sur la commutation dans les dynamos à courant continu, MAUDUIT. In-8°, avec 151 fig . . . . 9 fr.
La technique pratique des courants alternatifs, SARTORI et MONTPELLIER.
TOME I. — *Exposé élémentaire et pratique des phénomènes du courant alternatif.* 3e édit. In-8°, avec 341 fig. . . . . 15 fr.
TOME II. — *Développements théoriques et calculs pratiques.* 2e édit. In-8°, avec 287 fig . . . . 20 fr.
Théorie et calcul des phénomènes de courant alternatif, STEINMETZ et MOUZET. In-8°, avec 210 fig. . . . . 20 fr.
La construction et l'établissement des canalisations électriques industrielles, MONTPELLIER. In-8°, avec 463 fig. et 5 pl. . . 25 fr.
La protection des réseaux et des installations électriques contre les surtensions, CAPART. In-8°, avec 187 fig. . . . . 9 fr.
Introduction à l'établissement des lignes aériennes de transport d'énergie électrique, CAHEN. In-8° . . . . 9 fr.
Les conducteurs d'électricité en aluminium, DUSAUGEY. In-8°, avec 60 fig . . . . 7 fr. 50
Les lampes électriques à arc, à incandescence et à luminescence, ESCARD. In-8°, avec 307 fig. . . . . 15 fr.
Les nouveaux modes d'éclairage électrique : arc, incandescence, vapeur de mercure, BERTHIER. In-8°, avec 105 fig. . . . . . . 9 fr.
La lumière électrique et ses différentes applications au théâtre, TRUDELLE. In-8°, avec 80 fig. . . . . 10 fr.
Les distributions publiques d'énergie électrique en France, MONTPELLIER. In-4°, avec 100 cartes et fig. . . . . 25 fr.
De la concurrence en matière de distributions d'énergie électrique, WEISS et PAYEN. In-8° . . . . 2 fr.
Les fours électriques et leurs applications industrielles, ESCARD. In-8°, avec 221 fig. et pl. en couleurs . . . . 18 fr.
La technique de la houille blanche et des transports d'énergie électrique, PACORET. (*En réimpression.*)
Traité pratique du transport de l'énergie par l'électricité, BELL et LEHMANN. In-8°, avec fig. et pl . . . . 25 fr.

Liste des usines hydrauliques de la région des Alpes en 1916. Une brochure, avec 2 cartes .... 6 fr.
La houille verte, BRESSON. 2e édit. In-8°, avec 129 fig... 8 fr. 50
Dictionnaire juridique de l'industrie électrique, CARPENTIER. In-8° .... 12 fr.

II. — TÉLÉGRAPHIE

Traité pratique de télécommunication électrique (Télégraphie-Téléphonie), ESTAUNIÉ. In-8°, avec 528 fig............... 20 fr.
Télégraphie pratique, MONTILLOT. In-8°, avec 356 fig. et 6 pl. 25 fr.
Télégraphie. *L'appareil Hughes et les lignes souterraines,* MONTORIOL. 2e édit. In-8°, avec 284 fig...................... 5 fr.
Télégraphie sans fil, MURRAY et MAGNIEZ. In-8°, avec 202 fig. 18 fr.
La télégraphie sans fil, MAZZOTTO. In-8°, avec 250 fig.... 12 fr. 50
La télégraphie sans fil, la télémécanique et la téléphonie sans fil à la portée de tous, MONIER. 9e édit. In-16, avec 35 fig........ 3 fr.
Postes récepteurs de T. S. F, MONIER. In-16................ 2 fr.
Théorie simplifiée de la télégraphie sans fil, VERDURAND. In-16 .... 1 fr. 50

III. — TÉLÉPHONIE

Téléphonie pratique, MONTILLOT. 2e édit. 2 vol. in-8°, avec 723 fig. et 10 pl .... 30 fr.
La téléphonie et les autres moyens d'intercommunication dans l'industrie, les mines et les chemins de fer, MAURER. In-8°, avec figures .... 9 fr.
Installations téléphoniques, SCHILS. In-8°, avec 208 fig.. 4 fr. 50

MÉCANIQUE ET MACHINES

I. — GENÉRALITÉS

Revue de mécanique, *publication mensuelle illustrée* .... 36 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
Agenda Dunod. Mécanique, IZART. 38e édit. In-12.......... 3 fr.
Aide-mémoire de l'ingénieur mécanicien, IZART. In-8°, avec 670 fig .... 15 fr.
Aide-mémoire de l'ouvrier mécanicien, JACQUET. In-8°, avec 236 fig.. 3 fr. 50
L'essor des industries mécaniques en France après la guerre, IZART. (*Sous presse*).

La construction mécanique assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, ERNAULT. In-4° . . . . 1 fr. 50
Cours de machines, HATON DE LA GOUPILLIÈRE. 2 vol. in-8°, avec 780 fig . . . . 60 fr.
Cours de mécanique rationnelle, HAAG. In-8°, avec fig . . . . . 12 fr.
Cours élémentaire de mécanique industrielle, GOUARD et HIERNAUX. 3 vol. in-16, avec 821 fig . . . . 11 fr. 50
Mécanique, hydraulique, thermodynamique, DARIÈS. 2e édit. In-16, avec 527 fig . . . . 15 fr.
Potentiels et représentations géométriques de la thermodynamique, COLOMBI. In-4°, avec fig . . . . 4 fr. 50
Principe de Carnot. Contre formule de Clausius. Essai sur la thermodynamique, SELME. In-8° . . . . 4 fr. 50
Manuel du mécanicien, MAILLOT. In-16, avec 118 fig. . . . 2 fr. 50
Le mécanicien industriel, BLANCARNOUX. In-8°, avec 400 fig. 12 fr.
Le contremaître mécanicien, LOMBARD et CAEN. In-8°, avec 317 fig . . . . 7 fr. 50
Le graissage et les lubrifiants, ARCHBUTT, DEELEY et RICHARD. In-8°, avec 236 fig . . . . 20 fr.

II. — CHAUDIÈRES & MACHINES A VAPEUR

Machines à vapeur et machines thermiques diverses, DEJUST. In-16, avec 407 fig . . . . 15 fr.
Chaudières à vapeur, DEJUST. In-16, avec 304 fig. et 2 pl. . . 12 fr.
Leçons sur les chaudières à vapeur, HIRSCH et DEBIZE. In-8°, avec 270 fig. et atlas de 17 pl. . . . . 40 fr.
Étude expérimentale du rivetage, FRÉMONT. In-4°, avec 184 fig . . . . 10 fr.
La chaufferie moderne. Alimentation des chaudières et tuyauteries à vapeur, GUILLAUME et TURIN. In-8°, avec 272 fig . . . . . . 10 fr.
La chaufferie moderne. Les foyers de chaudières, TURIN. In-8°, avec 416 fig . . . . 20 fr.
Les essais de machines thermiques et hydrauliques au Conservatoire des Arts et Métiers, BOYER-GUILLON. In-8°, avec fig. 5 fr.
La vapeur d'eau surchauffée, MARCHIS. In-8°, avec 352 fig. et 27 tableaux . . . . 22 fr. 50
Les régulateurs des machines à vapeur, LECORNU. In-4°, avec 277 fig . . . . 12 fr. 50
La distribution par tiroirs, ZEUNER. In-8°, avec 54 fig et 6 pl. 9 fr.
Traité de la condensation, WEISS. In-8°, avec 117 fig. . . . . . . 20 fr.
Législation et contrôle des appareils à vapeur, CUVILLIER. In-16 . . . . 8 fr.

III. — MACHINES HYDRAULIQUES. — MOTEURS A GAZ GAZOGÈNES

Machines hydrauliques, CHAUDY. In-16, avec 300 fig. . . . . . . 10 fr.
Théorie des turbines, ZEUNER. In-8°, avec 80 fig. . . . . 14 fr.

Nouvelle théorie et calcul des roues-turbines, Lorenz, Espitallier et Strehler. In-8°, avec 121 fig. . . . . 12 fr. 50
Les pompes, Masse. In-4°, avec 957 fig. . . . . 30 fr.
Les moteurs Diesel, Chalkley. *(En réimpression).*
Les moteurs à gaz, Haeder et Varinois. 2 vol. in-8°, avec fig. et atlas de 100 pl. . . . . 30 fr.
Les moteurs à gaz, Richard. In-8° et atlas de 70 pl. . . . . 75 fr.
Les nouveaux moteurs à gaz et à pétrole, Richard. 3 vol. in-8°, avec 800 fig. et atlas de 30 pl . . . . 75 fr.
Les moteurs à gaz et à pétrole en 1892, Richard. In-8°, avec 305 fig . . . . 10 fr.
Les moteurs à gaz et à pétrole en 1893 et 1894, Richard. In-8°, avec 486 fig . . . . 10 fr.
Les grands moteurs à gaz, Deschamps. 2e édition. In-4°, avec 76 fig . . . . 7 fr. 50
Production et utilisation des gaz pauvres, Marchis. In-4°, avec 235 fig. . . . . 20 fr.
Moteurs à combustion interne et gazogènes, Letombe. In-4°, avec 122 fig . . . . 6 fr.
Les turbines à gaz, Ventou-Duclaux. In-8°, avec 57 fig. 3 fr. 75

IV. — APPAREILS DE LEVAGE

Mécanique, électricité et construction appliquées aux appareils de levage, Rousselet.
Tome I. — *Les ponts roulants actuels.* Grand in-8°, avec 286 fig. et 11 pl . . . . 35 fr.
Tome II. — *Les ponts roulants à treillis et les grues à portiques actuels.* Gr. in-8°, avec 673 fig. et 13 pl . . . . 42 fr. 50
Les appareils de levage, de transport et de manutention mécanique, Pacoret. In-4°, avec 426 fig. . . . . 12 fr.

V. — MACHINES-OUTILS

Expériences sur le travail des machines-outils, Codron.
Tome I. — *Ajustage.* In-4°, avec 585 fig. . . . . 12 fr. 50
Tome II. — *Forage.* In-4°, avec 1.027 fig. . . . . 25 fr.
Tome III. — *Alésage.* In-4°, avec 150 fig. . . . . 6 fr.
La taille des métaux, Taylor. In-8°, avec 109 fig. . . . . 16 fr.
Manuel de l'ouvrier tourneur et fileteur, Lombard. 3e édit. In-8°, avec 204 fig. . . . . 4 fr. 50
Guide de l'ouvrier tourneur sur métaux, Adam. 2e édit. In-8°, avec 19 fig. . . . . 2 fr. 50
Alphabet du filetage, Arnaudon. 12e édit. In-16. . . . . 4 fr. 50
Tableaux de filetage, indiquant le train d'engrenages (à 4 roues), pour réaliser un pas de vis sur des tours dont la vis mère aurait 4, 5, 6, 8 ,10 ou 12 millimètres de pas, Dubosc. In-4°. . 4 fr. 50

Découpage, matriçage, poinçonnage et emboutissage, WOODWORTH et RICHARD. In-8°, avec 685 fig. . . . . 16 fr.
L'outillage américain pour la fabrication en série, WOODWORTH et VARINOIS. In-8°, avec 601 fig. . . . . 22 fr.
Le travail à la meule dans la construction mécanique, COLVIN et VARINOIS. In-8°, avec 286 fig. . . . . 20 fr.
Graphique pour le tracé des engrenages et la détermination des dentures, GATEAU. 2 pl. in-plano. . . . . 2 fr. 50
La pratique des machines à bois, SIDÈN. In-8°, avec fig. . 12 fr. 50
Organisation et fonctionnement des ateliers de travail du bois, BARBET et LANCO. In-8° . . . . 10 fr.
Procédé et machines au jet de sable, FRANCHE. In-4°, avec fig. 6 fr.
Notes sur les frappeurs pneumatiques, BARIL. In-4°, avec figures. . . . . 7 fr. 50

VI. — MACHINES MARINES

Cours de machines marines, JAUCH et MASMÉJEAN.
1re PARTIE : *Chaudières marines et accessoires.* In-8°, avec 300 fig. et atlas de 37 pl. . . . . 22 fr.
2e PARTIE : *Machines alternatives, turbines marines, moteurs à combustion interne.* In-8°, avec 545 fig. et atlas de 51 pl 30 fr.
Cours élémentaire de machines marines, OUDOT. In-8°, avec 132 fig. . . . . 4 fr. 50
Les turbines à vapeur marines, SOTHERN. In-8°, avec fig. . . . 9 fr.
Pratique des turbines marines, JAUCH et MASMÉJEAN. In-8°, avec 105 fig. et 10 pl. . . . . 8 fr. 50
Les bateaux sous-marins, FOREST et NOALHAT. 2 vol. in-8°, avec 663 fig. et 2 pl. . . . . 25 fr.
Sous-marin et submersible à la portée de tout le monde, FOREST. In-4°, avec 80 fig. et 2 pl. démontables en couleurs . . . . . . 12 fr.

VII. — TISSAGE & HORLOGERIE

Traité de triage, peignage et filature de la laine peignée, LAMOITIER. In-8°, avec 254 fig. . . . . 25 fr.
Horlogerie astronomique et civile, RODANET. In-8°. . . . . 5 fr.
A. B. C. de l'apprenti horloger, BOURDAIS et GRALL. In-16, avec 180 fig. . . . . 4 fr.
L'horloger à l'établi. 6e édit. In-8°, avec 310 fig. . . . . 10 fr.
De la montre, LAVAIVRE. In-8°, avec 304 fig. . . . . 8 fr.
De la pendule, LAVAIVRE. In-8°, avec 114 fig. . . . . 3 fr. 50
Échappements d'horloges et de montres, GROS. In-8°, avec fig . . . . 4 fr.

AUTOMOBILISME. — AÉRONAUTIQUE

I. — AUTOMOBILISME

La Vie automobile, *revue hebdomadaire illustrée* .... 25 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)

La Technique automobile et aérienne, *revue mensuelle illustrée* .... 10 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)

BIBLIOTHÈQUE DU CHAUFFEUR

Éléments de mécanique et d'électricité, DE VALBREUZE et LAVILLE. In-16, avec 122 fig .... 4 fr. 50

Principes et recettes, RAVIGNEAUX et IZART. In-16, avec fig.. 5 fr.

Le bréviaire du chauffeur, BOMMIER. 7e édit. In-16, avec fig .... 7 fr. 50

Le chauffeur à l'atelier, BOMMIER. 2e édit. In-16, avec fig .... 8 fr. 50

Sur la route, BOMMIER. In-16, avec 62 fig .... 6 fr.

Le moteur, PETIT. 4e édit. In-16, avec 197 fig .... 9 fr.

Allumage électrique des moteurs, SAINTURAT.
1er volume : *Allumage des moteurs par batteries et transformateurs*. In-16, avec 149 fig .... 6 fr. 75
2e volume : *Allumage par magnétos (En réimpression)*.

Châssis, essieux, carrosserie, RUTISHAUSER. In-16, avec fig .... 6 fr. 50

Transmission, embrayage, changement de vitesse et cardan, RUTISHAUSER. 2e édit. In-16, avec 203 fig .... 7 fr. 50

Le pneumatique, PETIT. In-16, avec 76 fig .... 6 fr. 50

Voiturettes et voitures légères, LAVILLE et GATOUX. In-16, avec 110 fig .... 6 fr. 50

Cycles et motocycles, BOUGIER. In-16, avec 146 fig .... 4 fr. 75

Canots automobiles et house-boats, IZART. 2e édit. In-16, avec 132 fig .... 5 fr. 50

Les occasions dans le commerce automobile, LAVILLE. In-16, avec 134 fig .... 5 fr. 50

Dictionnaire et vocabulaire de l'automobile français-allemand-anglais-italien, IZART. In-16, avec fig .... 5 fr. 50

L'hygiène du chauffeur, BOMMIER. In-16, avec 67 fig.... 3 fr. 50

Le code de l'automobile industrielle et de tourisme, IMBRECQ. 2e édit. In-16 .... 6 fr.

Agenda Dunod. Construction automobile, Favron. 8e édit. In-12, avec 445 fig.. 3 fr.
Vade-mecum de « La Vie automobile », Ravigneaux. 2e édition. In-16, avec fig.. 3 fr. 50
Histoire de l'automobile, Souvestre. In-4°, avec 360 fig.... 15 fr.
Principes d'automobile, Laville. 2e édition. In-16, avec fig.. 2 fr. 50
L'automobile à la portée de tout le monde, Sainturat. 2e édition. In-4°, avec 51 fig. et 3 pl. en couleurs démontables .. 13 fr. 50
L'anatomie de la voiture automobile. Tome I : *Le châssis*, Carlès. In-8°, avec 236 fig.. 15 fr.
Pourriez-vous me dire ? (The man who knows.)
1re série, Tome II : *Le châssis*. In-16................ 5 fr. 50
J'achète une automobile, Faroux. In-8°, avec 74 fig.... 3 fr. 75
Comment on reconnaît une voiture automobile, Ravigneaux. Album, avec fig.. 3 fr. 50
Le châssis automobile, Marret. In-8°, avec 88 fig......... 5 fr.
Essais d'automobiles (*moteur, transmission*), Riedler et Carlès. In-8°, avec 99 fig.. 9 fr.
Le moteur à explosions, Devillers. In-8°, avec 115 fig... 7 fr. 50
Essais et réglage des moteurs *à mélange tonnant utilisés pour la locomotion*, Lumet. 2e édit. In-8°, avec fig............ 5 fr. 50
Les moteurs à deux temps *à explosions destinés à l'automobilisme et à l'aviation*, Ventou-Duclaux. (En réimpression.)
L'allumage des moteurs d'automobile, Saur. In-16, avec 30 fig.. 2 fr. 50
La magnéto à haute tension, Saur. In-16................. 1 fr.
Les accessoires de l'automobile, Carlès. In-16, avec 178 fig. 4 fr. 25
Le tourisme en automobile, Auscher. In-8°, avec 140 fig. 7 fr. 50
Carnet de route de « La Vie automobile », Périssé. In-16.. 3 fr. 50
L'automobile et les armées modernes, Taris. In-8°...... 10 fr. 50
Les automobiles électriques, Sencier. In-8°, avec 192 fig... 15 fr.
Vade-mecum des transports par omnibus automobiles, Le Grand. In-16.. 3 fr. 50
Les bateaux automobiles, Forest. In-8°, avec 692 fig...... 25 fr.
Les hélices des canots automobiles, Dorcel. In-8°, avec 40 figures et 1 planche.. 3 fr. 75
L'automobile devant la justice, Imbrecq. Nouv. édit. In-8°.. 7 fr.
Les litiges de l'automobile, Imbrecq et Périssé. In-8°...... 6 fr.
Les excès de vitesse en automobile et leur répression, Imbrecq. In-8°.. 2 fr.
Le mécanicien-wattman, Guédon et Liot. In-8°, avec fig... 10 fr.

II. — AÉRONAUTIQUE

Aéro-manuel, Faroux et Bonnet. 3e édit. In-8°, avec fig... 12 fr.
Cours d'aéronautique, Marchis.
I. *Statique et dynamique des ballons. Résistance de l'air.* In-8°, avec 121 fig.. 17 fr. 50

II. *Aérostation. Etoffes. Soupapes, filets de ballons. Aviation. Lois expérimentales.* In-8°, avec 80 fig .... 12 fr.
III. *La dynamique expérimentale des fluides. Hélices.* In-8°, avec 111 fig.............................. 12 fr.
Cours d'aéronautique, RICCARDO-BRAUZZI :
I. *Etude des questions qui intéressent tous les modes de locomotion aérienne.* In-8°, avec 94 fig......................... 30 fr.
II. *Etude statique et dynamique des ballons.* In-8°, avec 91 fig.................................... 30 fr.
Manuel de l'aviateur-constructeur, CALDERARA et BANET-RIVET. 2e édition. In-16, avec 170 fig......................... 5 fr.
Bases et méthodes d'études aérotechniques, VENTOU-DUCLAUX et ROBERT. In-8°, avec 138 fig.......................... 15 fr.
Les aéromobiles, GOLDSCHMIDT. In-8°, avec 427 fig........ 10 fr.
Les oiseaux artificiels, PEYREY. In-8°, avec 255 fig..... 12 fr. 50
Théorie et pratique de l'aviation, TATIN. In-16, avec 74 fig... 6 fr.
L'aviation, RENARD. In-4°, avec 73 fig.................. 5 fr.
Le vol naturel et le vol artificiel, MAXIM. 2e édit. In-8°, avec fig.................................... 6 fr.
Nos avions. L'essor et l'atterrissage (ou l'amerrissage), PERCHERON. In-8°, avec 116 fig.......................... 4 fr. 50
Le vol plané, BRETONNIÈRE. In-8°, avec 3 pl .... 1 fr. 50
Comment volent les oiseaux, DESMONS. In-8°, avec 58 fig... 4 fr.
L'épopée aérienne, MARCHIS. In-4°, avec 227 fig........... 8 fr.
Le même, avec 5 planches démontables en couleurs..... 28 fr.
Traité pratique du moteur Gnôme, PREYNAT. In-8°, avec 38 figures et 1 planche............................. 2 fr. 50
Étude dynamique des moteurs à cylindres rotatifs, MAYER et POMILIO. In-8°, avec 68 figures .... 4 fr. 50
Les hydraéroplanes, PETIT. In-8°, avec 52 fig............. 3 fr.
L'aéronautique navale militaire moderne, LAFON. In-8°, avec 51 fig.................................... 7 fr.
Étude sur les surfaces portantes en aéroplanie, TARIEL. In-8°, avec 33 figures............................... 2 fr. 50
Notes sur les hélices aériennes, GUÉRET. In-8°, avec 94 fig... 9 fr.
Étude sur les hélices propulsives et en particulier les hélices aériennes, PRAYON. In-8°, avec 13 fig. et 2 pl............ 3 fr. 75
Guide de l'aéronaute pilote, RENARD. In-16, avec 54 fig..... 4 fr.
La résistance de l'air, *Examen des formules et des expériences,* EIFFEL. In-8°, avec 79 fig .... 5 fr. 50
La résistance de l'air et l'aviation, EIFFEL. 2e édit. In-4°, avec 124 fig. et 28 pl. et tableaux .... 12 fr.
Nouvelles recherches sur la résistance de l'air et l'aviation faites au laboratoire d'Auteuil, EIFFEL. In-4°, avec 267 tabl. et atlas in-4° de 67 pages de tableaux et 39 pl.................... 50 fr.
Notions pratiques d'électricité appliquées à l'aviation. GOURDOU. In-8°, avec 83 fig............................ 4 fr. 50

PHYSIQUE ET CHIMIE. — INDUSTRIES CHIMIQUES

I. — PHYSIQUE

Notions de physique (section commerciale), CHAPPUIS et JACQUET. In-16, avec 238 fig. . . . . 3 fr.
Éléments de physique (section industrielle), CHAPPUIS et JACQUET. 3e édition. In-16, avec 322 fig. . . . . 3 fr. 50

II. — CHIMIE GÉNÉRALE

Encyclopédie chimique, publiée sous la direction de M. FRÉMY. 93 volumes in-8°, avec fig . . . . 1.200 fr.
Memento du chimiste, HALLER et GIRARD. In-8°, avec fig. . . 12 fr.
Agenda Dunod. Chimie, JAVET. 38e édit. In-12. . . . . 3 fr.
Cours de chimie. Lois générales. Métalloïdes, BOLL. In-16, avec fig . . . . 7 fr. 50
Cours de chimie (*section commerciale*), CHARABOT et MILHAU. In-16, avec fig. . . . . 4 fr.
Les laboratoires de chimie, FRÉMY. In-8°, avec atlas de 81 planches. . . . . 20 fr.
Traité-répertoire général des applications de la chimie, GARÇON.
TOME I. — *Métalloïdes et composés métalliques*. In-8° . . . . 20 fr.
TOME. II. — *Composés du carbone* (*chimie dite organique*) *et métaux*. In-8°. . . . . 20 fr.
Traité élémentaire de chimie organique, BERTHELOT et JUNGFLEISCH. 4e édition. 2 vol. in-8°, avec fig . . . . 50 fr.
Les méthodes de la chimie organique, WEYL et CORNUBERT.
TOME I. — 1re partie. *Généralités*. Gr. in-8°, avec 280 fig. 20 fr.
TOME II. — 2e partie. *Monographies*. Gr. in-8°, avec fig . 25 fr.
Travaux pratiques de chimie organique, ULMANN et CORNUBERT. 2e édition. In-8°, avec 26 fig . . . . 7 fr. 50
Chimie légale, DE FORCRAND. In-8°. . . . . 9 fr.
Étude générale des sels, DITTE.
I. *Sels binaires*. In-8° . . . . 10 fr.
II. *Sels ternaires oxygénés*. In-8°. . . . . 12 fr. 50
Essai de mécanique chimique, BERTHELOT. 2 vol. in-8°. . . . . 45 fr.
Guide pour les manipulations de chimie biologique, BERTRAND et THOMAS. 2e édit. In-16, avec 60 fig. . . . . 9 fr.
Toute la chimie minérale pour l'électricité, SÉVERIN. 2e édit. In-8°, avec 68 fig . . . . 25 fr.
Manuel de manipulations d'électrochimie, MARIE. In-8°. . . . 8 fr.

III. — CHIMIE ANALYTIQUE

Chimie analytique, TREADWELL, DURINGER et GOSCINNY.
TOME I. — *Analyse qualitative*. In-8°, avec 23 fig. et 3 pl.. 10 fr.
TOME II. — *Analyse quantitative*. In-8°, avec 125 fig..... 12 fr.
Traité d'analyse des substances minérales, CARNOT.
TOME I. — *Méthodes générales*. In-8°, avec 357 fig....... 35 fr.
TOME II. — *Métalloïdes*. In-8°, avec 81 fig............ 25 fr.
TOME III. — *Métaux* (1re partie). In-8°, avec fig..... 27 fr. 50
Cours d'analyse quantitative des matières minérales, MEURICE. In-8°, avec 62 fig........................... 30 fr.
Analyse des métaux par électrolyse, HOLLARD et BERTIAUX. 2e édit. In-8°.................................. 9 fr. 50
Manuel pratique d'analyse organique. *Détermination des fonctions des composés du carbone*, WESTON. In-8°, avec fig........ 3 fr.
Méthodes analytiques appliquées à l'industrie et à l'agriculture, MUNTZ. In-8°, avec 91 fig.......................... 25 fr.
Cours d'analyse quantitative des produits des industries chimiques, MEURICE. In-8°, avec 53 fig.......................... 12 fr.
Analyse chimique industrielle, LUNGE et CAMPAGNE.
1er VOLUME. *Industries minérales*. In-8°, avec 105 fig. 22 fr. 50
2e VOLUME. *Industries organiques*. In-8°, avec 118 fig. 27 fr. 50
Analyse des gaz, OGIER. In-8° avec 149 fig.............. 15 fr.
Préparation, fabrication et conservation des denrées alimentaires, PELLERIN. In-8°, avec 159 fig.......................... 16 fr.
Traité des fraudes alimentaires, agricoles et médicamenteuses, COURCELLE et RICARD. In-8°.......................... 15 fr.

IV. — CHIMIE INDUSTRIELLE. — INDUSTRIES DIVERSES

L'enseignement de la chimie industrielle en France, GRANDMOUGIN. In-16.................................... 3 fr. 50
La chimie industrielle moderne, BELTZER. 2 vol. in-8°...... 40 fr.
L'essor des industries chimiques en France, GRANDMOUGIN. In-8°.................................... 16 fr.
Dictionnaire de chimie industrielle, VILLON et GUICHARD. 3 vol. in-4°, avec 1.200 fig.......................... 75 fr.
Cours élémentaire de chimie industrielle, TOMBECK et GOUARD. In-16, avec figures.......................... 3 fr. 75
Éléments de marchandises :
TOME I. — *Bois, matériaux de construction, combustibles, eaux minérales et gazeuses*, JACQUET. In-16, avec fig........ 3 fr.
TOME II. — *Métallurgie, métaux*, TOMBECK. In-16, avec 215 figures.................................. 3 fr.
TOME III. — *Produits chimiques*, SON. In-16, avec fig.... 2 fr.
TOME IV. — *Matières alimentaires*, BROTTET. In-16, avec figures.................................. 2 fr. 50
TOME V. — *Matières grasses, textiles et diverses*, BROTTET et TOMBECK. In-16, avec figures.................... 3 fr. 25
Essais chimiques des marchandises, LÉVI. In-16, avec 31 fig. 3 fr.

L'appareillage mécanique des industries chimiques, PARNICKE et CAMPAGNE. In-8°, avec 298 fig. . . . . 12 fr. 50
Produits chimiques : soufre et dérivés, salpêtre, acide nitrique, sel marin et sel gemme, sulfate de soude, acide chlorhydrique, soude, SOREL. In-8°, avec 326 figures et 3 planches . . . . 40 fr.
Produits chimiques : chlorure de chaux, phosphates et superphosphates, aluns, sulfates d'alumine, chlorates, FREMY. In-8° 15 fr.
Préparation des produits chimiques par l'électrolyse, ELBS et LERICHE. In-8°, avec 8 figures . . . . 4 fr.
Acide sulfurique, SOREL. In-8° et atlas in-f° de 27 pl . . . . 25 fr.
La grande industrie des acides organiques : bitartrate de potasse ou crème de tartre, acide tartrique, acide citrique, ROUX. In-8°, avec 147 figures . . . . 20 fr.
Lois fondamentales sur les émulsions, LAZUECH. In-8° . . . 1 fr. 50
L'acide formique ou méthanoïque, DUBOSC. In-8° . . . . 15 fr.
La fabrication électrochimique de l'acide nitrique et des composés nitrés à l'aide des éléments de l'air, ESCARD. In-8° . . . . 4 fr. 50
La fabrication des produits pharmaceutiques assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, FOURNEAU. In-4° . . . . . 1 fr. 50
Les hydrates de carbone, TOLLENS. In-8°, avec fig. . . . . 25 fr.
L'eau dans l'industrie, DE LA COUX. Nouvelle édition. In-8°, avec 135 figures . . . . 16 fr.
De l'apprêt des tissus de laine peignée, LAGACHE. In-8°, avec 214 figures . . . . 18 fr.
Les turgoïdes. La turgométrie, JUSTIN-MUELLER. In-8°, avec figures . . . . 2 fr. 50
La teinture du coton, SERRE. In-16, avec 62 fig. et 9 pl. . . . . . 5 fr.
Teinture et apprêts des tissus de coton, LEFÈVRE. In-8° . . . . . 10 fr.
Couleurs et colorants dans l'industrie textile, VASSART. In-8° . . 6 fr.
La grande industrie tinctoriale, BELTZER. In-8°, avec 99 fig . 30 fr.
Traité de la couleur, ROSENSTIEHL. In-8°, avec 56 figures et 14 pl. coloriées . . . . 20 fr.
Vers la renaissance des matières colorantes, LE WITA In-8° . . . . 1 fr. 50
Traité de la teinture moderne, SPETEBROOT. In-8°, avec 119 fig. 25 fr.
Dictionnaire des matières explosives, DANIEL. In-8°, avec fig. 30 fr.
Traité sur la poudre, les corps explosifs et la pyrotechnie, UPMANN, MEYER et DESORTIAUX. In-8°, avec figures et 8 planches. 18 fr.
Les explosifs et leur fabrication, MOLINA. In-8° . . . . 6 fr.
Le problème des poudres, BUISSON. In-8° . . . . 4 fr. 50
Le celluloïd. Camphre, cellulose, nitrocellulose, BOCKMANN et KLOTZ. In-8°, avec 53 figures . . . . 4 fr. 50
Les blanchisseries, FROIS. In-8°, avec 32 figures . . . . 7 fr. 50
L'industrie frigorifique, *revue mensuelle illustrée* . . . . 12 fr.
(*Suspendue pendant la guerre.*)
Air liquide, oxygène, azote, CLAUDE. In-8°, avec 149 fig. . . . 15 fr.
Industrie des produits ammoniacaux, VINCENT. In-8°, avec 32 figures . . . . 9 fr.
Manuel alphabétique de l'industrie du cuir, SCHMIDT, WAGNER et COULON. Gr. in-8°, avec 131 fig. . . . . 25 fr.
Essais du cuir dans ses applications industrielles, BOULANGER. In-4°, avec 204 fig. et 8 pl . . . . 18 fr.

Industries des poils et fourrures, cheveux et plumes, BELTZER. In-8°, avec 83 fig . . . . 12 fr. 50
La fabrication des celluloses de papeterie autres que celle du bois, DE MONTESSUS. In-8°, avec 110 fig. . . . . 12 fr.
Alfa et papier d'alfa, DE MONTESSUS. In-8°, avec 32 fig et pl. 4 fr. 50
Les huiles, graisses et cires, *Technologie et analyse chimiques*, LEWKOWITSCH et BONTOUX. 3 vol. in-8°, avec 93 fig. . . . . 65 fr.
Introduction à l'étude des matières grasses, BOUCHARD. In-8°. 3 fr.
L'industrie des parfums, OTTO. (*En réimpression*).
Les plantes à parfums, HUBERT. In-8°, avec fig. . . . . 10 fr.
La fabrication des parfums synthétiques assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, DUPONT. In-4°. . . . . 1 fr. 50
Guide de l'acheteur de caoutchouc manufacturé, PELLIER. In-8°, avec fig . . . . 9 fr.
Les caoutchoucs artificiels, VENTOU-DUCLAUX. In-8°. . . . 3 fr. 75
Fabrication des colles animales, CAMBON. In-8°, avec 50 fig. 6 fr.
La distillation des résines, SCHWEIZER. In-8°, avec 67 fig. 7 fr. 50
Traité sur la production et l'exploitation de la lumière au gaz de houille, SCHILLING. In-4°, avec 185 fig. et 10 pl. . . . . 15 fr.
Manuel des directeurs et contremaîtres de petites usines à gaz, COUDURIER et BOURON. 3e édit. In-8°, avec 142 fig. . . . 7 fr. 50
Éclairage : huiles, alcool, gaz, électricité, photométrie, GALINE et SAINT-PAUL. 2e édit. In-8°, avec 308 fig. . . . . 15 fr.
L'éclairage à l'incandescence par le gaz, LÉVY. 2e édit. In-8°, avec 153 figures et 8 planches . . . . 12 fr.
L'éclairage de Paris, VEBER. In-8°. . . . . 4 fr. 50
L'éclairage industriel, BERTHIER. In-4°, avec 323 fig. . . . 7 fr. 50
Combustibles industriels : houille, pétrole, lignite, tourbe, bois, charbon de bois, agglomérés, coke, COLOMER et LORDIER. (*En réimpression*).
La fabrication du coke et les sous-produits de la distillation de la houille, SAY. In-8°, avec 92 fig. et pl. . . . . 15 fr.
Le carbone et son industrie, ESCARD. In-8°, avec 129 fig. . . . 25 fr.
Manuel de céramique industrielle, ARNAUD et FRANCHE. In-8°, avec 306 fig . . . . 12 fr.
Contribution à l'étude des argiles et de la céramique, CHANTEPIE, etc. In-4°, avec figures . . . . 25 fr.
Les argiles réfractaires, BISCHOF. In-8°, avec 90 fig. . . . . 18 fr.
Le verre et le cristal, HENRIVAUX. Nouvelle édition. In-8°, avec 383 fig. et atlas et 36 pl . . . . 40 fr.
La verrerie scientifique assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, BERLEMONT. In-4°. . . . . 1 fr. 50
La porcelaine, DUBREUIL. In-8°, avec 222 fig. . . . . 25 fr.
Photographie, PABST. In-8°, avec 155 fig. . . . . 20 fr.
Photographie, MIRON. In-16, avec 154 fig. . . . . 9 fr.
La fabrication des fournitures photographiques assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, WALLON. In-4° . . . 1 fr. 50
La technique cinématographique, LOBEL. In-8°, avec 322 fig. 10 fr.
La projection cinématographique, LOBEL. In-8°, avec 158 fig. 3 fr.50
La fabrication des jouets assurée par l'industrie française. *Conférence* 1915, D'ALLEMAGNE. In-4°. . . . . 1 fr. 50

GÉOLOGIE. — MINES. — MÉTALLURGIE

I. — GÉOLOGIE & MINÉRALOGIE

Études synthétiques de géologie expérimentale, DAUBRÉE. In-8°, avec fig. et pl. . . . . 37 fr. 50
Les eaux souterraines, DAUBRÉE. 3 vol. in-8°, avec 390 fig. 50 fr.
Hydrologie souterraine. Moyens de découvrir les eaux souterraines et de les utiliser, MAGER. In-8°, avec 311 fig. et cartes . . . . 18 fr.
Les influences des corps minéraux. *Recherche, par leurs influences, des eaux souterraines, des corps enfouis ou dissimulés, des gisements métallifères*, MAGER. In-8°, avec 127 fig. . . . . . . 4 fr. 50
Géologie et minéralogie appliquées, CHARPENTIER. In-16, avec figures . . . . . 12 fr.
Les causes actuelles en géologie, MEUNIER. In-8°, avec fig. . . 10 fr.
Géologie régionale de la France, MEUNIER. In-8° . . . . 17 fr. 50
Tableaux géologiques des terrains, DUPONT. In-4° . . . . 5 fr.
Cours de minéralogie, DE LAPPARENT. 4e édit. In-8°, avec 630 figures . . . . . 15 fr.
La synthèse minéralogique, BOURGEOIS. In-8°, avec 8 pl. . . . 15 fr.
Exercices de cristallographie, CHEVALLIER. In-16, avec 95 fig. et 4 pl. . . . . . 4 fr. 50
Essai sur la genèse et l'évolution des roches, VIALAY. In-8° . . 6 fr.
Traité des gîtes métallifères, GRODDEK. In-8°, avec 90 fig. . . 15 fr.
Les ressources de la France en minerais de fer, NICOU. In-8° . 6 fr.
Les richesses minérales de l'Algérie et de la Tunisie, CHALON. In-8°, avec 1 carte . . . . . 4 fr. 50
Richesses minérales de Madagascar, LEVAT. In-8°, avec 154 fig. et 1 carte en couleurs . . . . . 15 fr.
Exploitation du pétrole, TASSART. In-4°, avec 310 fig. . . . . . . 35 fr.
Étude sur les ardoisières de l'Anjou, BENOIT. In-12, avec fig. 5 fr.
Les ardoisières du bassin de Fumay, LÉVÊQUE. In-12 . . . . 1 fr. 25
Les météorites, MEUNIER. In-8°, avec 132 fig. . . . . 25 fr.
L'industrie aurifère, LEVAT. In-8°, avec 253 fig. et pl. . . . . . . 30 fr.
L'or, ses propriétés, ses gisements et son extraction, CUMENGE.
I. — *L'or dans la nature.* In-8°, avec figures et 13 pl . . . . . 10 fr.
II. — *L'or dans le laboratoire.* In-8°, avec fig . . . . 12 fr. 50
III. — *L'or dans les centres de travail et de l'industrie. Exploitation et traitement des minerais aurifères.* In-8°, avec pl. 12 fr. 50
IV. — *Traitement des minerais auro-argentifères.* In-8°, avec pl. . . . . 17 fr. 50
Guide pratique pour la recherche et l'exploitation de l'or en Guyane française, LEVAT. In-8°, avec 6 pl. . . . . . . 9 fr.
Les pierres précieuses, ESCARD. In-4°, avec 372 fig. et 24 pl. dont 8 en couleurs . . . . . 30 fr.
Le diamant, BOUTAN. In-8°, avec 147 fig. . . . . 20 fr.
La synthèse du rubis, FRÉMY. In-4°, avec 22 pl. col. . . . . 25 fr.

II. — MINES

Annales des mines. *La partie administrative paraît seule pendant la guerre.* L'année ... 6 fr.
Agenda Dunod. Mines, Levat. 37e édit. In-12, avec 52 fig... 3 fr.
Comment on crée une mine, Lecomte-Denis. 2e édit. In-16. 4 fr. 50
Guide pratique de la prospection des mines et de leur mise en valeur, Lecomte-Denis. 3e édit. In-8°, avec 331 fig... 25 fr.
Recherches minières. Guide pratique de prospection et de reconnaissance des gisements, Colomer. 3e édit. In-8°... 10 fr.
Guide pratique du prospecteur à Madagascar, Levat. In-8°.. 6 fr.
Cours d'exploitation des mines, Haton de la Goupillière et Bès de Berc. 3e édit. 3 vol. in-8°, avec 1.974 fig... 100 fr.
Exploitation des mines, Colomer. 2e édit. In-16, avec 176 fig. 9 fr.
Atlas général des houillères, Gruner et Bousquet. In-8°, avec atlas de 59 pl... 60 fr.
Exploitation des mines métalliques, Crane et Bordeaux. In-8°, avec 65 figures... 9 fr.
Pratique de la préparation mécanique des minerais, Ratel. In-8°, avec 190 fig. et 11 pl... 22 fr. 50
Manuel du géomètre souterrain, Sarran. In-8°, avec 63 fig. et atlas de 6 pl... 9 fr.
Les végétaux fossiles des terrains houillers, Zeiller. In-4°, avec atlas de 18 pl... 25 fr.
Traité général de l'emploi de l'électricité dans l'industrie minière, Lapostolest. In-8°, avec 67 fig... 7 fr. 50
Premiers soins à donner aux ouvriers blessés à la suite des explosions de grisou, Regnard. In-18, avec 45 fig... 1 fr. 75
Législation minière et contrôle des mines, Cuvillier. In-16.. 12 fr
La nouvelle législation minière, Ajam. In-8°... 3 fr. 50.

III. — MÉTALLURGIE

Revue de métallurgie, *revue mensuelle illustrée*... 36 fr.
Les industries métallurgiques à l'avant-guerre. Leur avenir, Guillet (*sous presse*).
Introduction à l'étude de la métallurgie. *Le chauffage industriel*, Le Chatelier. In-8°, avec 96 fig... 12 fr.
Les laboratoires sidérurgiques, Ledebur. In-8°, avec 26 fig.. 6 fr.
Chimie physique des métaux, Schenck. In-8°, avec 116 fig... 12 fr.
Progrès des métallurgies autres que la sidérurgie et leur état actuel en France, Guillet. In-8°, avec 24 fig. et 8 pl... 10 fr.
Contribution à l'étude de la fragilité dans les fers et les aciers, par un groupe d'ingénieurs spécialistes. In-4°, avec fig... 20 fr.
Conditions et essais de réception des métaux, Charpy. In-8°, avec 18 figures... 3 fr. 50
Traité pratique de fonderie. *Cuivre. Bronze. Aluminium. Alliages divers*, Duponchelle. In-8°, avec 201 fig... 6 fr.

Les alliages métalliques. *Etude théorique*, GUILLET. In-8°, avec 117 figures.. 7 fr. 50
Les alliages métalliques. *Etude industrielle*, GUILLET. In-8°, avec 210 fig. et atlas de 102 pl........................ 40 fr.
Fabrication de l'acier, NOBLE. 2e édit. In-8°, avec fig....... 25 fr.
Manuel de l'émaillage sur métaux, MILLENET. In-8°........ 6 fr.
L'émaillage de la tôle et de la fonte. La technique de l'émaillerie moderne, GRUNWALD. In-8°......................... 4 fr. 50
Métallurgie du cuivre, précédée de généralités sur la métallurgie, GRUNER et ROSWAG. In-8°, avec 97 fig. et 2 pl........ 22 fr. 50
Le water-jacket à cuivre DE VENANCOURT. In-8°, avec 208 fig. 18 fr.
Métallurgie du zinc, LODIN. In-8°, avec 25 pl. et 275 fig.... 35 fr.
Métallurgie du nickel et du cobalt, VILLON. In-8°, avec 26 fig. 5 fr.
Métallurgie du nickel, BADOUREAU. In-8° avec pl......... 4 fr.
Métallurgie de l'aluminium, WICKERSHEIMER. In-8°, avec fig. 3 fr. 75
Métallurgie de l'argent, ROSWAG. In-8°, avec 175 fig. et 2 pl. 25 fr.
Désargentation des minerais de plomb, ROSWAG. In-8°, avec 119 fig. et 6 pl.. 25 fr.
Fabrication du fer-blanc, GEORGEOT. 2e édition. In-8°, avec 19 fig.. 2 fr. 50
La soudure autogène des métaux, RAGNO. In-8°, avec 18 fig.. 2 fr. 50
Le haut fourneau électrique, NICOU. In-8°, avec 22 fig... 7 fr. 50
Essais d'une théorie des fours à flammes basée sur les lois de l'hydraulique, GROUME-GRJIMAILO. In-8°, avec 132 fig....... 6 fr.
Les métaux spéciaux : *manganèse, chrome, silicium, tungstène, molybdène, vanadium et leurs composés*, ESCARD. In-8°, avec 201 fig .... 18 fr.
Hygiène de l'industrie du fer (*mines, hauts fourneaux, aciéries, fonderies*), ANDRÉ. In-8°.......................... 18 fr.

AGRICULTURE. — INDUSTRIES AGRICOLES

Agriculture, PRADÈS. In-16, avec 90 fig.................. 9 fr.
Les industries agricoles et alimentaires, FRANÇOIS et VALLIER. In-8°, avec 128 fig.................................... 4 fr. 50
Analyse des matières agricoles, HUBERT. In-16........... 2 fr.
Contribution à l'étude de la chimie agricole, SCHLŒSING. In-8°, avec 88 fig.. 12 fr. 50
Structure de la plante, FRÉMY. In-8° .... 9 fr.
Nutrition de la plante, DEHÉRAIN. In-8°................. 7 fr. 50
Analyse chimique des végétaux, DRAGENDORFF. In-8°... 12 fr. 50
Génie rural. *Constructions rurales et machines agricoles*, PHILBERT. In-8°, avec 331 fig..................................... 10 fr.

Hydraulique agricole, LÉVY-SALVADOR.
TOME I. — *Cours d'eau. Barrages sur cours d'eau non navigables ni flottables. Maintien du libre écoulement des eaux.* 2e édition. In-16, avec 217 fig. et 4 pl. 15 fr.
TOME II. — *Irrigations.* In-16, avec 459 fig. et 18 pl. . . . . 15 fr.
TOME III. — *Assainissements et desséchements. Colmatage. Polders, drainage, utilisation agricole des eaux d'égout.* In-16, avec 279 fig. et 2 pl. . . . . 15 fr.
Le pain, SÉRAND. 2e édit. In-8°, avec fig. . . . . 6 fr.
L'industrie laitière, FLEISCHMANN. In-8°, avec 278 fig . . . . . . 30 fr.
Le lait, VILLAIN et PETIT. In-8°, avec 24 fig. . . . . 6 fr.
L'examen des viandes, MARTEL. In-8°, avec 100 fig. et 4 planches en couleurs. . . . . 7 fr. 50
L'industrie de l'équarrissage, MARTEL. In-8°, avec 122 fig. 12 fr. 50
L'œuf de poule, *sa conservation par le froid,* LESCARDÉ. In-8°, avec fig. . . . . 3 fr.
La distillation fractionnée et la rectification, MARILLER. In-8°, avec 78 fig. . . . . 25 fr.
Le régime de l'alcool. *Sa réforme nécessaire;* TOURNAN. In-16, avec cartes . . . . 9 fr.
La dénaturation de l'alcool en France et dans les principaux pays d'Europe, DUCHEMIN. In-8°, avec fig. . . . . 7 fr. 50
L'emploi et le régime de l'alcool dans les industries chimiques et pharmaceutiques, *Conférence* 1915, DUCHEMIN. In-4° . 1 fr. 50
La vinerie, BARBET. 2e édit. In-8°, avec 11 fig. . . . . 6 fr.
Aide-mémoire du brasseur, PIERRE. In-16. . . . . 4 fr. 50
L'année sucrière (1909-1910), TEYSSIER. In-8°, avec 36 fig. 12 fr. 50
Le sucre, CHARPENTIER. In-8°, avec 163 fig. . . . . 15 fr.
L'analyse chimique en sucreries et raffineries de cannes et de betteraves, FRIBOURG. In-8°, avec 51 fig. . . . . 12 fr. 50
Les textiles, CHARPENTIER. In-8°, avec 139 fig . . . . 22 fr. 50
Le rouissage agricole et le rouissage industriel. *Leur influence sur la culture du lin. Conférence* 1914, DURAND. In-4°. . . . . 1 fr. 50
Végétaux propres à la fabrication de la cellulose et du papier, ROSTAING et FLEURY-PERCIE DU SERT. In-8°, avec 49 pl. . . . . 10 fr.
La ramie, FRÉMY. In-8° . . . . 5 fr.
Le bois, CHARPENTIER. In-8°, avec 179 fig. . . . . 17 fr. 50
Étude sur l'industrie des phosphates et superphosphates, LEVAT. In-8°, avec 5 pl. . . . . 7 fr.
Le phosphate de chaux et les exploitations aux États-Unis en 1905, JUMEAU. In-8°, avec 35 fig., dont 13 pl. et 1 carte. . . . . 10 fr.

BIBLIOTHÈQUE PRATIQUE DU COLON, HUBERT

Le cocotier. In-8°, avec 39 fig. . . . . 5 fr.
Ananas. In-8°, avec 52 fig. . . . . 5 fr.
Plantes à parfums. In-8°, avec 72 fig. . . . . 10 fr.
Le manioc. In-8°, avec 95 fig. . . . . 8 fr.

Le palmier à huile. In-8°, avec 100 fig. . . . . 8 fr.
Fruits des pays chauds. TOME I : *Etude générale des fruits.* In-8°, avec 227 fig. . . . . 15 fr.

Manuel d'agriculture tropicale, WILLIS. In-8°, avec 25 pl. . . 8 fr.
Zoologie appliquée en France et aux colonies, PELLEGRIN et CAYLA. In-16, avec 282 fig. . . . . 12 fr.
Code rural, MARTIN et COURCELLE. In-16 . . . . 12 fr.

COMMERCE. — COMPTABILITÉ. — ENSEIGNEMENT

I. — COMMERCE

Agenda Dunod. Commerce, LE MERCIER. 3e édit. In-12. . . . . 3 fr.
Notions de commerce, COUDRAY et CUXAC. In-16 . . . . 4 fr.
Notre commerce d'exportation avant, pendant et après la guerre, LANDRY. In-4°. . . . . 4 fr. 50
Notre commerce extérieur d'après guerre, POLAC. In-8°. . 4 fr. 50
Le style commercial, MIS. In-8° . . . . 3 fr. 50
Sténographie (système Prévost-Delaunay), JULIEN. In-8°. 4 fr. 75
Rapports de service, DARDART. In-16, avec fig. . . . . 12 fr.
La reprise des affaires financières, LÉVY. In-4°. . . . . 1 fr. 50
La publicité suggestive, GÉRIN et ESPINADEL. In-8°, avec 174 fig. et 2 pl. . . . . 15 fr.
L'art de faire des affaires par lettre et par annonce, CODY et CHAMBONNAUD. In-16 . . . . 4 fr. 50
La technique des affaires, L. CHAMBONNAUD (voir détail p. LXIV).
Les sociétés commerciales, BATARDON. 3e édit. In-8°. . . . . . . 9 fr.
Memento des fondateurs de sociétés, BATARDON.
I. — *Sociétés en nom collectif et associations en participation.* In-8°. . . . . 1 fr. 50
II. — *Sociétés en commandite simple et en commandite par actions.* In-8°. . . . . 2 fr. 50
III. — *Sociétés anonymes.* In-8°. 2 fr.
L'enregistrement des actes de sociétés, JANNIOT. In-8° . . 4 fr. 50
Les trois taxes (*timbre, transmission, impôt sur le revenu*), JANNIOT. In-8°. . . . . 4 fr. 50
Le crédit industriel et commercial, LANDRY. In-8° . . . . . . 4 fr. 50
Cours de géographie commerciale, BERTRAND. In-16, avec 42 fig. et 1 pl. . . . . 4 fr.
Cours de géographie industrielle, GRIGAUT. In-16, avec 31 cartes. . . . . 4 fr. 50
L'Indochine et l'opinion, MÉTIN. In-8° . . . . 7 fr. 50
Mutuelles-exportation, PATUREL. In-8°. . . . . 4 fr. 50

La politique d'exportation des cartels allemands. *Conférence* 1915, HAUSER. In-4° .... 1 fr. 50
Colonial-adresses, HUBERT. In-8°, avec 181 fig. et cartes... 10 fr.
La Lorraine économique. *Conférence* 1915, BUFFET. In-4°. 1 fr. 50
L'Allemagne économique. *L'industrie allemande considérée comme facteur de guerre. Conférence* 1915, HAUSER. In-4°.... 1 fr. 50

II. — COMPTABILITÉ

La comptabilité à la portée de tous, BATARDON. In-16.... 4 fr. 50
Comptabilité commerciale : les procédés modernes, la méthode centralisatrice, BATARDON. 2e édit. In-16.......... 3 fr. 50
Comptabilité commerciale : la tenue des livres sur feuillets mobiles, BATARDON. In-16, avec 8 fig.......... 2 fr. 50
Les principes de la comptabilité industrielle réduits à leur plus simple expression, LIÉVIN. In-8°, avec fig. .... 2 fr.
Monographie comptable de sucrerie, ANSOTTE. In-4°....... 4 fr.
Organisation comptable et administrative d'une entreprise de transports automobiles, CAQUAS. In-4° .... 5 fr. 50
L'inventaire et le bilan, BATARDON. In-8°.......... 7 fr. 50
Comptabilité départementale, vicinale, communale et commerciale, DARDART, BONNAL et ORRIER. In-16.......... 12 fr.
Simples notions sur les changes étrangers, FAURE. In-16.. 1 fr. 75
Comptes faits. Tables des produits des nombres, CLAUDEL. In-8° 5 fr.
Tables des carrés et des cubes, des nombres entiers, des longueurs, des circonférences et des surfaces des cercles et des expressions trigonométriques, CLAUDEL. In-8°.......... 5 fr.
Tables relatives à l'extraction des racines carrées et des racines cubiques, JACQUET. In-8°.......... 2 fr. 50
Théorie des intérêts composés et des annuités. Tables logarithmiques, THOMANN et LEFORT. In-8°.......... 5 fr.
Tarif usuel selon le système métrique pour la réduction des bois carrés et en grume, CORDOIN. 19e édit. In-18, avec pl....... 3 fr.

III. — ENSEIGNEMENT

L'enseignement technique, industriel et commercial en France et à l'étranger, ASTIER et CUMINAL. 2e édit. In-8°.......... 7 fr. 50
Enseignement technique et apprentissage, RÉVILLE. In-8°. 4 fr. 50
Le problème de l'apprentissage et l'enseignement technique, BOURREY. In-8°.......... 2 fr.
Livret de l'enseignement technique, GAUCHER. In-8° ... 4 fr. 50
Pour l'ouvrier moderne. *Ecoles, classes, cours, examens professionnels*, CAILLARD. In-8°, avec fig.......... 4 fr. 50
L'enseignement de la chimie industrielle en France, GRANDMOUGIN. In-16.......... 3 fr. 50
L'apprentissage dans les métiers d'art, JANNEAU. In-8°..... 3 fr.
L'éducation industrielle et commerciale en Angleterre et en Ecosse, CHAMBONNAUD. In-16.......... 4 fr. 50

TOURS. — IMPRIMERIE DESLIS FRÈRES ET Cie.



Majoration temporaire de 20 %

DU PRIX MARQUÉ

DP

Décision du Syndicat des Editeurs (Section des Sciences) en date du 5 Décembre 1917

LA NOUVELLE LÉGISLATION MINIÈRE, par Ajam. In-8° 13 × 21 de 268 pages . . . . 3 fr. 50

Jusqu'à la loi de 1810. La loi de 1810. Les tentatives de réforme. La genèse du projet de 1910. Les régimes étrangers. L'exploitation par l'État. Les principes essentiels du projet. Le travail de la commission des mines. Les conditions relatives au travail. Appendice.

GÉOLOGIE ET MINÉRALOGIE APPLIQUÉES. Les minéraux utiles et leurs gisements, par Charpentier. In-16 12 × 18 de 643 pages, avec figures. Reliure souple. . . . . 13 fr.

Précis de géologie générale avec éléments de minéralogie et de paléontologie : Phénomènes actuels. Formation de l'écorce terrestre. Chronologie géologique. Géologie appliquée proprement dite : Considérations générales. Étude d'un gisement. Matériaux de construction et roches employés dans les travaux publics. Minéraux employés dans la métallurgie. Le carbone et ses composés. Combustibles minéraux et hydrocarbures. Minéraux employés en agriculture. Minéraux employés dans les industries diverses. Métaux rares. Pierres précieuses. Gemmes.

ESSAI SUR LA GENÈSE ET L'ÉVOLUTION DES ROCHES, par Vialay. In-8° 16 × 25 de x-226 pages, avec figures . . . . 6 fr.

Genèse et évolution des roches silicatées, cristallisées, massives et des schistes cristallins. Altération des roches. Formation des filons-couches et des amas par des phénomènes de remise en mouvement. Phénomènes volcaniques.

HYDROLOGIE SOUTERRAINE. MOYENS DE DÉCOUVRIR LES EAUX SOUTERRAINES ET DE LES UTILISER, par Mager. In-8° 16 × 25 de 776 pages, avec 311 figures, cartes hydrologiques et coupes hydro-géologiques. Broché, 18 francs ; cartonné . . . . 19 fr. 50

Eaux météoriques. Infiltrations à travers les terrains. Nappes souterraines et cours d'eau souterrains. Nappes alimentant Paris. Recherches des nappes et cours d'eau souterrains. Les eaux minérales. Les eaux potables. Les eaux industrielles. Captage des eaux souterraines. Législation des sources et des eaux.

LES INFLUENCES DES CORPS MINÉRAUX, *Recherche par leurs influences des eaux souterraines, des corps enfouis ou dissimulés, des gisements métallifères,* par Mager. In-8° 13 × 21 de 236 pages, avec 127 figures . . . . 4 fr. 50

Le pendule. La baguette. Recherche par leurs influences des eaux souterraines. Recherche par leurs influences des corps enfouis ou dissimulés, des trésors. Recherche par leurs influences des mines et minerais. La matière.

Majoration temporaire de 10 0/0 en sus.


UNIVERSITY OF ILLINOIS-URBANA
3 0112 077580287